

UNIVERSIDAD NACIONAL DE PIURA
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TITULO

**"OPTIMIZACIÓN DE LA VOLADURA, MINA LA VIRGEN - DE LA COMPAÑÍA
MINERA SAN SIMÓN S.A. – HUAMACHUCO TRUJILLO".**

TESIS

**PARA OBTENER EL TITULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE
MINAS**

PRESENTADO POR

Bach. GAONA GONZALES, ADERLING JESUS

PIURA – PERU

2015

UNIVERSIDAD NACIONAL DE PIURA
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TITULO

**"OPTIMIZACIÓN DE LA VOLADURA, MINA LA VIRGEN - DE LA COMPAÑÍA
MINERA SAN SIMÓN S.A. - HUAMACHUCO - TRUJILLO"**

TESIS

**PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE
MINAS MIEMBROS DEL JURADO:**

Dr. Raúl Badajoz Loayza
ASESOR

.....
[Signature]

Bachiller. Aderling Jesús Gaona Gonzales
EJECUTOR

.....
[Signature]

PIURA-PERU
2015

UNIVERSIDAD NACIONAL DE PIURA
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TITULO

**“OPTIMIZACIÓN DE LA VOLADURA, MINA LA VIRGEN - DE LA COMPAÑÍA
MINERA SAN SIMÓN S.A. - HUAMACHUCO - TRUJILLO”**

TESIS

**PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE
MINAS MIEMBROS DEL JURADO:**

Dr. Ing ° Baldemar Tene Farfán

PRESIDENTE

Msc .Ing ° José Chang Valdiviezo

SECRETARIO

Msc. Ing ° Segundo Ruiz Jacinto

VOCAL

PIURA-PERU

2015

CONTENIDO

DEDICATORIA	07
AGRADECIMIENTO	08
RESUMEN	09
INTRODUCCIÓN	10
I. GENERALIDADES	11
1.1. Misión	11
1.2. Visión	11
1.3. Valores de la Empresa	11
1.4. Objetivos	11
1.4.1. Objetivo General	11
1.4.2. Objetivos Específicos	12
1.5. Justificación	12
1.6. Hipótesis	12
II. ASPECTOS GENERALES	13
2.1. Descripción de la Mina	13
2.2. Ubicación	14
2.3. Accesibilidad	15
2.4. Clima	16
2.5. Flora	16
2.6. Fauna	16
2.7. Seguridad y Medio Ambiente	17
III. GEOLOGÍA GENERAL	18
3.1. Geología Regional	18
3.2. Geología Local	20
3.3. Tipo de Yacimiento	20
3.4. Reservas de Mineral	21
3.5. Estructuras	21
3.6. Litología	22
3.7. Geomecánica	22
3.7.1. Macizo Rocosó y su Clasificación Geomecánica	26

IV. MARCO TEORICO	31
4.1. Definición de Voladura	31
4.2. Diseño de Voladura	31
4.2.1. Patrón de Voladura	31
4.2.2. Patrón de Retardo	35
4.2.3. Efecto del Tiempo de Iniciación en los Barrenos	39
4.2.4. Tamaño de la Fragmentación	40
4.2.5. Apilamiento o Reparto del Material	40
4.2.6. Golpe de Aire y Roca en Vuelo	40
4.3. Geomecánica	41
4.3.1. Mecánica de Rotura de Rocas	43
4.4. Explosivos	45
4.4.1. Definición Explosivos	45
4.4.2. Propiedades de los Explosivos	45
4.4.3. Tipos de Explosivos	48
4.5. Glosario	50
V. DISEÑO ACTUAL DE PERFORACION Y VOLADURA	51
5.1. Diseño de Minado	51
5.2. Diseño de Bancos y sus Parámetros	52
5.3. Perforación	56
5.3.1. Aspectos Fundamentales a Considerar en la Perforación	57
5.3.2. Ciclo de Perforación	57
5.3.3. Características de los Equipos de Perforación	57
5.4. Voladura	58
5.4.1. Tipo de Voladura y sus Diferencias	59
5.4.2. Parámetros de Voladura	60
5.4.2.1. Plantillas de Barrenación	60
5.4.2.2. Diámetro	61
5.4.2.3. Bordo o Burden	62
5.4.2.4. Espaciamientos	64
5.4.2.5. Altura de Banco	64
5.4.2.6. Sobre Perforación	64
5.4.2.7. Longitud de Taladro	64
5.4.2.8. Volumen por Taladro	65

5.5. Diseño de Carga	65
5.5.1. Parámetros de Selección de Explosivos a Utilizar	65
5.5.2. Densidad de Carga de Explosivos	66
5.5.3. Densidad Lineal	66
5.5.4. Taco	66
5.5.5. Longitud de Carga	66
5.5.6. Cantidad de Explosivos	66
VI. DISEÑO DE PERFORACION Y VOLADURA PROPUESTO	67
6.1. Plan de Minado	67
6.2. Diseño de Minado	68
6.3. Diseño de Bancos y Parámetros	68
6.4. Parámetros de Perforación	74
6.4.1. Plantillas de Barrenación	75
6.4.2. Diámetro	80
6.4.3. Bordo o Burden de acuerdo al Método Propuesto	80
6.4.4. Espaciamiento	83
6.4.5. Altura de Banco	84
6.4.6. Sobre Perforación	85
6.4.7. Longitud de Taladro	85
6.4.8. Volumen por Taladro	86
6.5. Diseño de Carga	87
6.5.1. Densidad de Carga de Explosivos	90
6.5.2. Densidad Lineal	90
6.5.3. Taco	93
6.5.4. Longitud de Carga	94
6.5.5. Cantidad de Explosivo	94
6.6. Voladura	97
6.6.1. Explosivos	98
6.6.2. Accesorios	99
6.6.3. Factor de Potencia	100
6.6.4. Patrón de Retardo	103

VII. ANALISIS Y DISCUSION DE RESULTADOS APLICACIÓN	108
7.1. Voladura de Aplicación	108
7.2. Desarrollo de las mejoras de la Operación de la Voladura	113
7.3. Fragmentación	114
7.4. Optimización de Costos de Perforación y Voladura	119
CONCLUSIONES	124
RECOMENDACIONES	125
BIBLIOGRAFÍA	126
ANEXOS	127

DEDICATORIA:

*A Dios y a mis padres Máximo L. Gaona y
Nélida Gonzales, por ser el motivo para
seguir adelante.*

*A mi hermana, por su aliento y apoyo
incondicional.*

*A mis jefes y colegas que me apoyaron e
impulsaron este Proyecto.*

A mis hermanos de toda la vida: Anais, Cristhian, Nixon, Luis y Jaime.

AGRADECIMIENTOS

A Dios por haberme dado la vida y sabiduría para poder continuar con mis metas y objetivos, además de su infinita bondad y amor.

A los docentes de la Facultad de Ingeniería de Minas de la prestigiosa Universidad Nacional de Piura por su apoyo y facilidades brindadas.

Al Superintendente General de Operaciones de la Compañía Minera San Simón S.A. Ing. Edwin Cuno Quiñones por su confianza, apoyo en la toma de datos de campos y por facilitarme la información necesaria.

A mi asesor Ing. Raúl Badajos Loayza y al Ing. Alejandro Vásquez Arrieta por su colaboración en la elaboración de la presente investigación.

RESUMEN

En el presente trabajo de investigación se aborda los problemas en la operación de voladura encontrados en los tajos de Minado, la mala fragmentación obtenida después de la voladura, que causaban problemas en el transporte y tratamiento del mineral y el consiguiente incremento de costos en estas operaciones, los cuales motivaron el estudio y verificación de los parámetros de perforación y voladura.

En el presente estudio el Capítulo I, trata sobre la misión, visión de la empresa, el horizonte que le impulse en el futuro para que se siga superviviendo ante los cambios bruscos que se presentan dentro del campo de la Minería. También competitiva y se plantea los objetivos que se quiere lograr con este estudio. En el Capítulo II se detalla aspectos generales de la Mina, su ubicación geográfica, su clima, flora y fauna de la zona donde está ubicada la Mina. El Capítulo III se refiere a la geología general de la zona, describiendo las diferentes formaciones y también se muestra una columna estratigráfica regional, donde se observa las formaciones que se presentan en la zona del yacimiento. Referencias sobre el yacimiento Mineral y las reservas con que cuenta actualmente la mina, también se presenta sobre la Geomecánica de la zona y la caracterización del macizo rocoso para el diseño de la voladura. El Capítulo IV está relacionado con el marco teórico del tema de estudio, la voladura, explosivos, retardos, tipos de explosivos. El Capítulo V describe el diseño de perforación y voladura que actualmente se está aplicando en la mina, sus parámetros, el diseño de bancos y sus parámetros, aspectos fundamentales de perforación, los equipos de perforación que se están utilizando. El Capítulo VI está referido al diseño de la perforación y voladura propuesto después de haberse hecho el análisis respectivo de los parámetros empleados en la mina, sobre el diseño de bancos y los parámetros que se va plantear, el diseño de carga, la voladura, explosivos y accesorios. El Capítulo VII se refiere al análisis y discusión de los resultados de aplicación de la voladura que se va aplicar, de las mejoras de la operación de voladura al final las conclusiones y recomendaciones.

INTRODUCCION

El presente Proyecto de tesis trata sobre la optimización de la voladura en la Compañía Minera San Simón S.A. en la Mina la Virgen , la que se encuentra localizada en el Departamento de la Libertad, Provincia Santiago de Chuco, Distrito Cachicadan.

La voladura de rocas es un campo de la ingeniería de Minas en la cual deben concurrir los diseños teóricos y el ajuste experimental. La explotación del Mineral se realiza a tajo abierto, donde la operación de voladura causan efectos operacionales no favorables, como una fragmentación no recomendable para un buen tratamiento posterior, con formación de bolones, trayendo como consecuencia incremento en los costos con el empleo de la voladura secundaria, además de las excesivas proyecciones de fragmentos de roca; siendo necesario que la voladura sea optimizada para mejorar estas deficiencias. Actualmente, las tecnologías disponibles y el adecuado diseño de las voladuras permiten mejorar estos problemas operacionales. En este trabajo de investigación, se describen y se realiza un rediseño en los patrones de perforación, en la carga de la columna explosiva dando como resultado la optimización de costos y un mejor control de los problemas antes mencionados.

La Fragmentación, Proyección y Apilamiento de roca son problemas que se presentan debido a diferentes factores, siendo los más importantes el tiempo de detonación entre taladros de una misma fila y entre filas de taladros pero más significativamente entre filas de taladros, así como también factor de carga y las estructuras del macizo rocoso influenciados esencialmente por las discontinuidades.

La utilización de un buen diseño de patrones (Patrón de voladura y Patrón de retardos) y una adecuada distribución de la carga explosiva en el taladro, según las circunstancias y naturaleza de la roca; permitirá la obtención de una fragmentación del mineral requerida para un buen tratamiento posterior del Mineral de cabeza, logrando disminuir el tiempo del ciclo de carguío y transporte y los demás procesos posteriores.

I. CAPITULO

GENERALIDADES

1.1 MISION.

La misión que se plantea la empresa es: "Ser una empresa Minera con un modelo transparente e innovador transformando recursos naturales en prosperidad y desarrollo sostenible con la mejor tecnología centrada en la calidad.

Operamos con rentabilidad para nuestros accionistas agregando valor a sus actividades y generamos oportunidad de desarrollo para nuestros trabajadores así como también participamos en los cambios positivos de la calidad de la comunidad".

1.2 VISION.

La visión es "Ser reconocidos y respetados como una empresa minera de clase mundial y con reconocido liderazgo, basada en el desarrollo de manera responsable, siempre comprometida a ofrecer un excelente valor para nuestros accionistas, nuestros empleados y nuestros socios de negocios y sociales a través de la exploración de forma segura y responsable, la extracción la explotación y la comercialización de nuestros productos".

1.3 VALORES DE LA EMPRESA.

Una empresa que siempre estará guiado por los más altos principios y valores, protegiendo la salud, la integridad y el medio ambiente.

1.4 OBJETIVOS

1.4.1 OBJETIVO GENERAL

Optimización de la perforación y voladura y reducción de los costos de la Operación de voladura, en los tajos de explotación.

1.4.2 OBJETIVOS ESPECIFICOS

- Rediseñar el patrón perforación y voladura que se ha venido aplicando en la Compañía Minera San Simón S.A. "Mina la Virgen"
- Optimizar la perforación y voladura.
- Mejorar la fragmentación y la proyección que se obtendrá con la voladura.
- Reducir costos en la operación de perforación y voladura
- Mejorar la producción

1.5 JUSTIFICACION

El presente estudio se realiza debido a los constantes problemas que se presentan en los tajos de explotación, con los resultados obtenidos con la voladura, una fragmentación no recomendable para las operaciones de transporte y tratamiento del Mineral, los elevados costos que originaba en estas operaciones posteriores, donde era necesario realizar una voladura secundaria para reducir el tamaño del mineral y luego transportarlos a los PADS para la recuperación del oro del mineral de cabeza, por estas razones fue necesario realizar este estudio por ser una preocupación de parte de la empresa para reducir sus costos de operación en la Mina. Por esta necesidad se realiza el estudio, en la cual se verifican y mejoran los parámetros de perforación y voladura.

1.6 HIPOTESIS

El rediseño del patrón de perforación y voladura y su optimización permitirán mejoras en los resultados y menores costos en la operación de perforación y voladura en los tajos de la Mina la Virgen.

II. CAPITULO

ASPECTOS GENERALES

2.1. DESCRIPCION DE LA MINA

Compañía Minera San Simón es una Empresa Peruana que inicia sus operaciones en su Mina "Unidad La Virgen" en junio del 2003, adquiriendo los derechos Mineros de la exploradora canadiense Gitennes.

Explota un depósito aurífero, su explotación se realiza a Tajo Abierto con una producción de 11000 – 13000Tn/día con una ley promedio de oro 0.7 gr/Tn y 5500 onzas de oro/ mes.

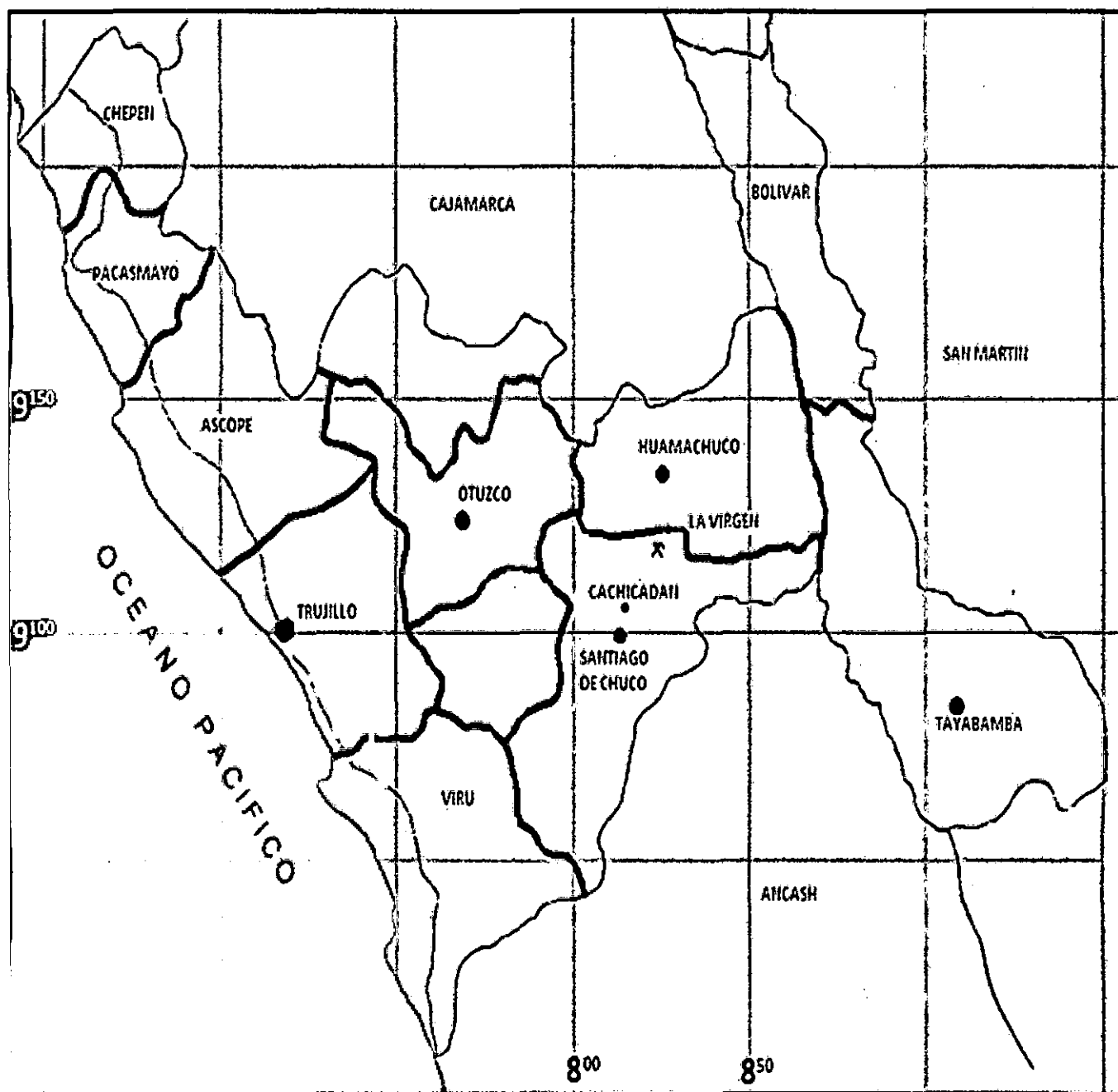
Desde los tajos de explotación el Mineral es acarreado obtenido, no necesita pasar las etapas de chancado ni molienda para su tratamiento, sino que se dirige directamente de la Mina a las tres canchas dinámicos de lixiviación denominados "PADS" donde se depositan sin necesidad de un chancado previo, ello debido a la considerable porosidad natural del mineral. Lo que permite la facilidad percolación y permeabilidad de la solución cianurada de 50 ppm de CN la cual lixivia al oro, para ello se procede a regar por un espacio de 30 días, dependiendo de la procedencia del Mineral.

La solución rica es captada en pozas de almacenamiento y llevada a las columnas de 4 a 8 toneladas de carbón activado mezclado con la solución rica de oro se bombea a la planta de celdas electroposición, después el producto pasa a la etapa de fundición donde se procesa barras de doré con un contenido de 70% de Au y 30% de Ag.

2.2. UBICACION

Mina la Virgen se encuentra Ubicada en el Distrito de Cachicadan, Provincia de Santiago de Chuco, Departamento de la Libertad, a una distancia de 140 km al este de la Ciudad de Trujillo y a 27 Km. al sur de la Ciudad de Huamachuco, con coordenadas UTM: 9'117,600N y 822,050E en su parte central, dentro del cuadrángulo de Cajabamba (16-G), a una altitud media de 3,600msnm.

FIGURA N° 2.1 UBICACIÓN DE LA MINA EN EL MAPA



2.3. ACCESIBILIDAD

Para llegar a la Mina se emplea un tiempo de 4 horas desde la Ciudad de Trujillo .Recientemente se terminó el asfaltado de la carretera Trujillo-Huamachuco ha acortado el tiempo de viaje hacia la Mina.

TABLA Nº2.1 ACCESO A MINA LA VIRGEN

COMPañÍA MINERA SAN SIMÓN.S.A	ruta	DISTANCIA (Km)	ACCESO	TIEMPO
Mina La Virgen	Lima- Trujillo		Aéreo	50 Min
	Trujillo-Huamachuco	140	Asfalto	3 Hrs
	Huamachuco – La Virgen	27	Trocha Afirmada	1 Hrs

Fuente: Compañía Minera San Simón S.A

2.4. CLIMA

La zona del proyecto posee un clima templado, moderadamente lluvioso y con amplitud térmica moderada. La medida anual de temperatura varía entre los 3.5 y 19.4 grados centígrados.

2.5. FLORA

La flora es variada, rica y única .Existen pajonales bosques enanos y de neblina. Tiene una valiosa vegetación arbórea constituida por cedro, roble, nogal y aliso. Un componente espectacular de Huamachuco son las orquídeas de diminutas atrayentes flores. Las especies de flora más representativas son arbustos como la "tola" y el muy conocido "Ichu", de Gran capacidad para adaptarse a las condiciones frías. La chirimoya el capulí y la tuna las tiene Huamachuco como propias por la gran variedad y calidad con que se producen en sus fértiles tierras, así como las hortensias que alcanzan hasta dos metros de altura.

2.6. FAUNA

Huamachuco -Cachicadan se caracteriza por la presencia de alpacas y vicuñas, pero también de venados, chinchilla y vizcachas. Las alturas andinas también es un territorio de los depredadores como el gavián, halcón y cóndor. La cría de ganado vacuno tiene suma importancia, también desarrolla la cría de ganado ovino y de camélidos andinos. En la localidad de Cachicadan se puede observar una importante estación, piscícola, que produce truchas.

2.7. SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE

Compañía Minera San Simón no solo se preocupa por el resultado operativo de sus procesos si no que está comprometido con el cuidado del medio ambiente , por ello cuenta con un plan de Manejo Ambiental y una planta de tratamiento para aguas residuales , asegurando así la calidad ambiental de sus procesos.

Junto con nuestra responsabilidad social y el respeto al medio ambiente, la seguridad de nuestros trabajadores es prioridad de la Compañía Minera San Simón y Cumpliendo según lo estipulado por el decreto supremo N°055-2010-EM.

Tanto el personal de la empresa como los contratistas que forman parte de nuestras operaciones poseen altos y rigurosos estándares de seguridad.

Gracias al permanente cumplimiento de los más altos estándares en Seguridad y salud ocupacional y el uso de EPP por parte de los trabajadores a la fecha contamos con CERO accidentes fatales.

III. CAPITULO

GEOLOGIA GENERAL

3.1 GEOLOGIA REGIONAL

Mina la Virgen se encuentra en la cordillera oeste de los Andes peruanos, entre el batolito costal por el oeste, y la faja de sobre escurrimiento Maraón por el este. Regionalmente predominan las formaciones sedimentarias que se describen a continuación.

FORMACIÓN CHIMÚ. Son areniscas cuarzosas de grano fino a medio con estratificaciones de cuarcitas, limolitas y horizontes de carbón. Aflora en las inmediaciones de la quebrada Alumbre, Cerro Mirador, Cerro Piedras Gordas.

FORMACIÓN SANTA. Consiste en una intercalación de calizas margosas y areniscas gris oscuro que subrayasen e infrayacen concordantemente a la formación Chimú y Carhuáz. Afloran en los alrededores del Río El Suro.

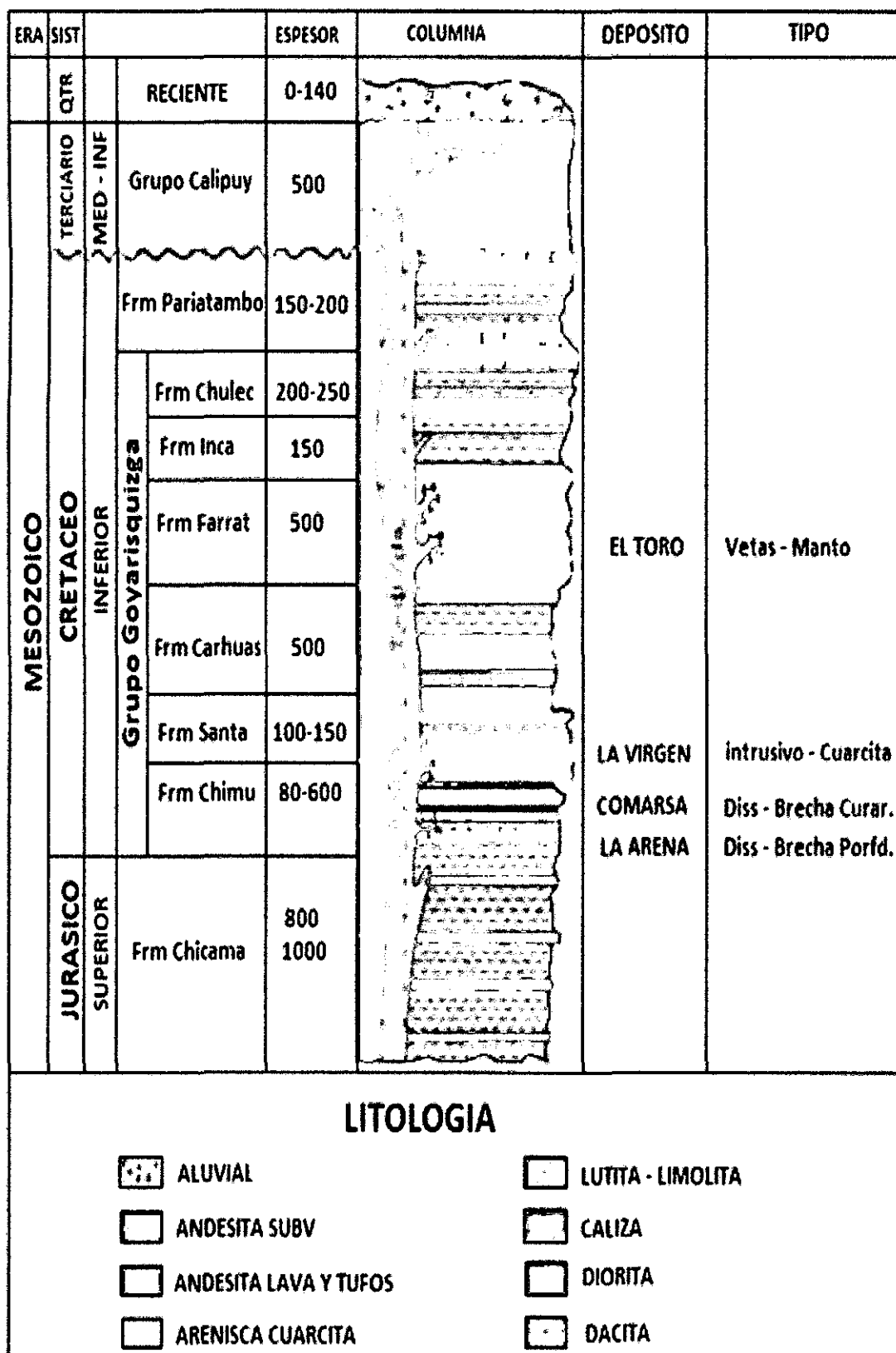
FORMACIÓN CARHUAZ. En la parte inferior consiste en una alternancia de areniscas y lutitas; en la parte superior son bancos de cuarcitas blancas con intercalación de lutitas y areniscas; se les ha observado en las inmediaciones del Río Cuchicorral y el Río Suro.

FORMACIÓN FARRAL. Son cuarcitas y areniscas blancas de grano medio a grueso, morfológicamente se presenta en forma de escarpas y altas cumbres agudas y largas, se las diferencia por no presentar mantos de carbón. Aflora en las inmediaciones del Cerro Escorgón y Zona Centro.

VOLCÁNICOS CALIPUY. Presenta rocas fuertemente alteradas y otras casi inalteradas, son andesitas y tobas de grano fino intercaladas con aglomerados y esporádicamente ignimbritas, se ha observado al este de la quebrada Alumbre.

ROCAS SUB-VOLCÁNICAS. Se emplazan en forma de diques y stocks, son de textura porfírica y matriz microcristalina.

FIGURA N° 3.1 COLUMNA ESTRATIGRÁFICA REGIONAL



3.2 GEOLOGIA LOCAL

La Unidad Minera la Virgen, se localiza en el Departamento de La Libertad, Provincia Santiago de Chuco, Distrito Cachicadan, dicho depósito forma parte del "Corredor Aurífero Chimú" asociado al domo de Huamachuco, Por lo menos tres tipos de brechas auríferas ocurren dentro de 200 m al oeste de la falla Alumbre: brecha hidrotermal, compuesto de clastos de cuarcita y lodolita, en una matriz de sílice gris que contiene pirita diseminada y vugy brechas, semejantes pero con un matriz de óxido de fierro (mucho más común). Al norte del Río Suro, vetas de gouge de falla, con rumbo norte, son silicificadas y ricas en alunita y arcilla, con vetillas amarillas de cuarzo calcedónico. Las áreas centrales de las zonas mineralizadas son de la ley más alta, y por lo general constan de brecha heterolítica de matriz-sostenida que consta de clastos sub-angulares de cuarzo arenáceo y lodolita sostenidos en una matriz vugy de óxidos de fierro y sílice. Las fronteras de la zona se componen de brecha fracturada, y tienen contacto gradacional que de costumbre se definen como límites de ley.

3.3 TIPO DE YACIMIENTO

Es un típico yacimiento epitermal de alta sulfuración, con Mineralización aurífera controlada por estructuras y litología definida; Fallas Alumbre, Yamobamba, Suro, y cuerpo definido de brecha hacia la profundidad, encajonada predominantemente por arenisca - cuarzosa.

3.4 RESERVAS DE MINERAL

Las reservas probadas y probables de la Mina la Virgen son las siguientes:

CUADRO N° 3.1 RESERVAS DE MINERAL

Reservas probables	Años de extracción	Altura de bancos	Toneladas por día
84 571283 Tn/ mineral	18 años	6m	11- 13 mil
Propuesto	9 años	12m	22- 26 mil
Ley promedio de oro (gr/Tn)	0.70		

Fuente: Propia

3.5 ESTRUCTURAS

El yacimiento la Virgen se ubica en una mega estructura monoclinal de eje de dirección andina con buzamientos regionales hacia el Noreste. En la confluencia de la Falla Regional Yamobamba de filiación andina NW-SE, la Falla Alumbre de naturaleza tensional N-S, y Falla Sur oeste, que dio lugar a una zona de debilidad cortical donde se emplazaron cuerpos subvolcánicos andesítico y brechas hidrotermales, vinculados a la Mineralización.

Las principales fallas reconocidas en esta zona son: La Falla Alumbre que tiene con un Rumbo N-S y de tipo inverso en la cual el bloque del lado este ha subido con relación al bloque oeste; esta falla ha sido reconocida en una longitud de 1000 m. y con un ancho variable entre 5m a 15m. Esta falla ha provocado el fracturamiento y craquelamiento de la roca favoreciendo la Mineralización en el área del proyecto.

3.6 LITOLOGIA

Presenta una litología de Cuarzo arenáceo y lodolita sostenidos en una matriz vugy de óxidos de fierro y sílice cuerpos subvolcánicos andesítico y brechas hidrotermales, areniscas cuarzosas de grano fino a medio, estratificaciones de cuarcitas, limolitas y horizontes de carbón intercalación de calizas margosas y areniscas gris oscuro.

3.7 GEOMECANICA

La voladura de rocas, mediante el uso de explosivos, es el método más tradicional para fragmentar y perfilar la nueva geometría del macizo rocoso, especialmente tratándose de operaciones Mineras a cielo abierto. El objetivo principal del presente estudio de investigación es de optimizar la perforación y voladura de acuerdo en caracterizar el macizo rocoso para lograr un adecuado tamaño de la roca fragmentada y forma de la pila del material para lograr en la Mina, de tal manera que se logre una alta eficiencia en las operaciones posteriores.

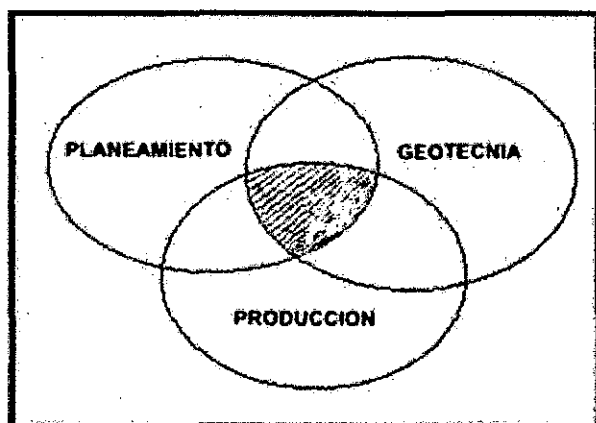
Este proceso de fragmentar el macizo rocoso, con el uso de explosivos, requiere del conocimiento de las propiedades de las rocas, debido a que se producen efectos sobre los cuales hay que tomar medidas para su control:

Dañar lo menos posible al macizo adyacente y obtener la geometría perfilada en el diseño.

Conseguir una adecuada fragmentación y apilamiento del material para los requerimientos de las operaciones Mineras.

Para lograr este propósito se requiere del trabajo conjunto de planeamiento, Geomecánica, geotecnia y producción; la interacción óptima (figura3.2) entre estos tres grupos es el objetivo deseado dentro del proceso de Minado.

FIG. 3.2 INTERACCIÓN DE GRUPOS DE TRABAJO



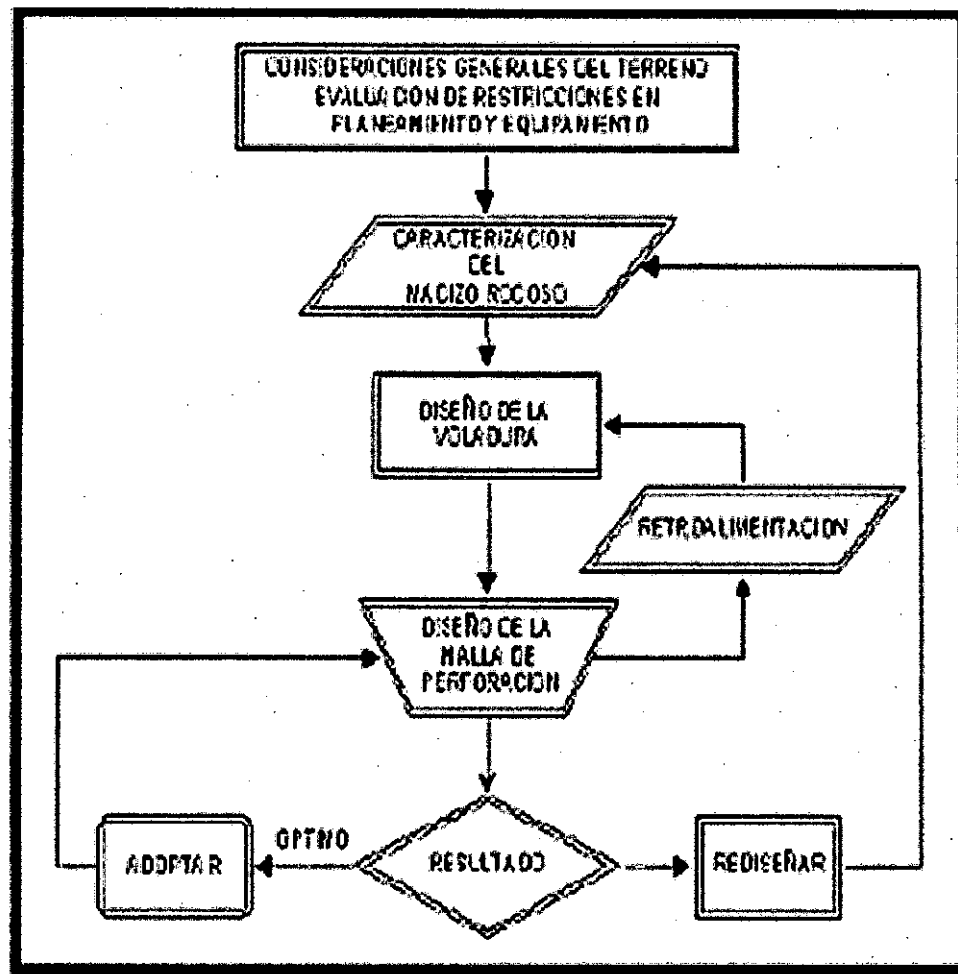
CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL DISEÑO DE LA VOLADURA

La evaluación del resultado de la voladura es un procedimiento importante. Sin embargo, no asegura una corrección óptima para la voladura siguiente, debido a que el macizo rocoso es muy variable dentro del yacimiento. Por esta razón siempre es necesaria una adecuada caracterización continua del macizo rocoso por fragmentar.

Normalmente, todos los análisis de retroalimentación se desarrollan basándose en los resultados de la voladura reciente (geometría perfilada del banco, daño al macizo rocoso, análisis de distribución de los fragmentos, forma de apilamiento del material fragmentado, etc.). Es decir, allí no existe un mecanismo activo de análisis retrospectivo. En tal sentido, con la información de las características del macizo rocoso y de los equipos de perforación (tiempos efectivos de avance por taladro en el banco a fragmentar), se nos permite corregir el diseño final de una voladura.

El siguiente diagrama propuesto por (Segui) es un procedimiento de trabajo donde se trata de representar lo que sucede día a día en la operación de minado, mediante el cual los aspectos del diseño (diámetro del taladro, altura de banco, propiedades Geomecánicas, etc.) deben ser determinados.

FIG. 3.3 DIAGRAMA MOSTRANDO PROCEDIMIENTO PARA EL DISEÑO DE VOLADURA



La determinación de los parámetros geomecánicos relevantes, sea por métodos de laboratorio o directos, resulta a veces difícil, costosa y en ocasiones tediosa.

Actualmente, de las principales técnicas de caracterización resumidas en el cuadro 3.2, ya que la mayoría de empresas Mineras cuentan con un Departamento de Geotecnia y Geomecánica porque existe la experiencia para evaluar la información a través de los resultados de operaciones de Minado.

CUADRO 3.2 TECNICAS DE CARACTERIZACIÓN GEOMECHANICA

Caracterización Geomecánica	1) Levantamiento Geomecánico	-Registro de testigos de sondajes
		- Levantamiento de afloramientos
	2) Geofísica	- Sísmica de refracción
		- Registros geofísicos en sondajes
	3) Resultados de	Perforación de Operación de Minado

Fuente: Compañía Minera San Simón S.A

Teniendo en cuenta el procedimiento de trabajo antes mencionado, se ha zonificado la zona sur del "Pit" (tajo) de la Mina la Virgen, sobre la base del levantamiento de afloramientos, aplicando criterios del RMR y el GSI para obtener sus principales propiedades y parámetros geomecánicos, que tienen incidencia tanto en el diseño de la voladura y en los pronósticos de fragmentación del macizo rocoso.

MODELAMIENTO GEOMECAÁNICO CON FINES DE VOLADURA

Finalmente, el objetivo de una voladura es lograr una adecuada fragmentación del macizo rocoso, ya que todas las decisiones técnicas, costos de voladura, eficiencia operacional, productividad y performance de los equipos están relacionados a una óptima fragmentación.

Con los datos que proporciona Geomecánica se puede modelar de acuerdo con los objetivos deseados para cada faena de la voladura. Así, se puede analizar cuán sensible es el macizo rocoso al someterle los diversos parámetros que se van ingresando en el modelo, y se pueden evaluar los efectos en vibraciones, fragmentación, daño al macizo rocoso adyacente y desplazamiento del material fragmentado.

3.7.1 EL MACIZO ROCOSO Y SU CLASIFICACION GEOMECANICA

Los componentes del macizo rocoso (roca intacta y discontinuidades) tienen gran importancia, tanto en el diseño de una voladura como en los resultados de esta.

La litología y los tipos de alteración influyen considerablemente en las propiedades físico-mecánicas de la roca intacta y del macizo rocoso (anexo N°1), ocasionando de esta manera una variación con respecto a las siguientes propiedades geomecánicas:

CUADRO N°3.3 PROPIEDADES GEOMECAÁNICA

PROPIEDADES GEOMECAÁNICAS	
> RMR	> RQD
> GSI	> Q

Fuente: Compañía Minera San Simón S.A

Los resultados de los análisis realizados en el laboratorio, para el caso de la resistencia a la compresión uniaxial de la mina la virgen, muestran que en zonas de alteración hidrotermal de brechas y areniscas cuarzosas, se presentan valores altos de resistencia a la compresión, mientras que en zonas de alteración argílica hay valores bajos. Esto debe reflejarse también en los factores de carga y consumos de explosivos.

CLASIFICACIÓN GEOMECANICA

Se han utilizado cuatro índices y sistemas de clasificación Geomecánica para la identificación del macizo rocoso: RQD (Deere, 1964), Bieniawski (RMR, 1989), Barton (Q, 1974) y Hoek et. Al. (GSI, 1995) modificado por Marino y Hoek (GSI, 2000).

ÍNDICE RQD

El índice de designación de la calidad de la roca RQD (Deere, 1964) provee un estimado cuantitativo de la calidad de la masa rocosa a partir de los testigos de la perforación diamantina. En este proyecto también se aplicó la propuesta de Palmström (1982), que calcula el valor de RQD mediante la expresión siguiente:

$$RQD = 115 - 3.3 J_v$$

Dónde: J_v es la suma del número de juntas por la unidad de longitud.

CUADRO N°3.4: CLASIFICACIÓN RQD

Estructural	Calidad	RQD
DE-1	Regular	50-60
DE-2	Muy mala	< 10
DE-3	Mala	20-30
DE-4	Muy mala	< 10
DE-5	Muy mala	10-20
DE-6	Muy mala	10-20
DE-7	Muy mala	<10
DE-8	Mala	40-50
DE-9	Muy mala	<10
DE-10	Buena a excelente	80-90

Fuente: Compañía Minera San Simón S.A

SISTEMA DE CLASIFICACIÓN RMR

El sistema de clasificación Geomecánica de Bieniawski RMR (1989) valora al macizo rocoso en tipos, en cada dominio estructural. Este sistema considera cinco parámetros: Resistencia a la compresión uniáxica (σ_c), índice de calidad de la roca (RQD), espaciamiento de las discontinuidades (S), condición de las discontinuidades (JC) y condición de agua (Wt).

$$\text{RMR} = (\sigma + \text{RQD} + S + J + W) - A_t$$

Dónde: A_t es ajuste por orientación de discontinuidades.

CUADRO N°3.5: CLASIFICACIÓN RMR

Estructural	Calidad	RMR
DE-1	Regular	57
DE-2	Muy mala	37
DE-3	Mala	56
DE-4	Muy mala	37
DE-5	Muy mala	44
DE-6	Muy mala	39
DE-7	Muy mala	28
DE-8	Mala	53
DE-9	Muy mala	41
DE-10	Buena a excelente	67

Fuente: Compañía Minera San Simón S.A

SISTEMA DE CLASIFICACIÓN Q

El índice de clasificación de Barton Q (1974), considera seis parámetros: RQD, número de sistemas de juntas (Jn), rugosidad de las juntas (Jr), alteración (Ja), factor de reducción de agua (Jw) y factor de reducción de los esfuerzos (SRF).

$$Q = \frac{RQD}{Jn} + \frac{Jr}{Ja} + \frac{Jw}{SRF}$$

CUADRO N° 3.6 CLASIFICACIÓN Q

Estructural	Calidad	Q
DE-1	III Regular	3.44
DE-2	IV Mala	0.54
DE-3	III Regular	3.14
DE-4	IV Mala	0.50
DE-5	III Regular	0.63
DE-6	IV Mala	0.13
DE-7	IV Mala	0.21
DE-8	III Regular	5.63
DE-9	III Regular	0.31
DE-10	II Buena	14.17

Fuente: Compañía Minera San Simón S.A

ÍNDICE GSI

El Índice de Resistencia Geológica GSI de Hoek & Brown (1995), actualizado en 2002 por Marino y Hoek et, es aquel que evalúa al macizo rocoso en función a dos criterios, estructura geológica y condición de la superficie de las juntas.

CUADRO N° 3.7 CLASIFICACIÓN GSI

Estructural	Calidad	GSI
DE-1	Mala	45-55
DE-2	Muy mala	20-30
DE-3	Mala	35-55
DE-4	Muy mala	30-40
DE-5	Muy mala	35-45
DE-6	Muy mala	35-45
DE-7	Muy mala	20-30
DE-8	Media	40-50
DE-9	Muy mala	30-40
DE-10	Buena	50-60

Fuente: Compañía Minera San Simón S.A

IV. CAPITULO

MARCO TEÓRICO

4.1 DEFINICIÓN DE VOLADURA

De acuerdo a los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento.

4.2 DISEÑO DE VOLADURA

El diseño de voladura debe abarcar los conceptos fundamentales de un diseño de voladura ideal (Konya, 1990), los cuales son modificados cuando es necesario para compensar las condiciones geológicas específicas del lugar. Para poder evaluar un plan de voladura, éste debe de tomarse por partes y cada variable o dimensión debe ser evaluada. Un plan de voladura debe diseñarse y revisarse paso por paso.

4.2.1 PATRÓN DE VOLADURA

Un patrón de voladura se constituye mediante el diseño adecuado de los taladros en la plantilla de Barrenación, especialmente la salida de cada uno de ellos hacia la cara libre.

PLANTILLAS DE BARRENACIÓN.

Son configuraciones regulares de barrenos dispuestas en planta y en sección. Las configuraciones de taladros pueden tener muchas formas, pero las más usadas son: Fila única, arreglos rectangulares regulares y barrenos en patrón escalonado. También se utilizan patrones de arreglos semi-regulares o irregulares en áreas donde no se puedan utilizar patrones regulares.

Los parámetros principales en las configuraciones de los taladros, son Burden y Espaciamiento.

BURDEN

La dimensión del Burden se define como la distancia más corta al punto de alivio o cara libre al momento que un barreno detona. El alivio se considera normalmente como la cara original del banco o bien como la cara interna creada por una hilera de taladros que han sido disparados previamente con un retardo anterior. La elección del Burden apropiado es una de las selecciones más importantes que hay que hacer en cualquier diseño de voladuras. De todas las dimensiones de un diseño de una voladura, el Burden es la más crítica. Si el Burden es demasiado pequeño, la roca es lanzada a una distancia considerable de la cara. Los niveles de golpe de aire son altos y la fragmentación puede resultar demasiado fina. Por el otro lado, si el Burden es muy grande, dará como resultado el rompimiento trasero. El Burden excesivo también pueden ocasionar que los taladros se junten lanzando rocas a distancias considerables, los niveles de golpe de aire son altos y la formación de cráteres ocurren cuando los taladros solo tienen el alivio hacia arriba. El Burden excesivo causa un exceso de confinamiento en los barrenos, lo que da como resultado niveles de vibración significativamente más altos por kilogramo de explosivo utilizado. La fragmentación de la roca puede ser extremadamente gruesa y con frecuencia se tiene problemas en la parte baja o pata del banco. Otras variables son más flexibles y no producirán diferencias tan drásticas como la misma proporción de error en la dimensión del Burden. Para los cálculos se empleará La siguiente ecuación empírica.

$$B = 3.15 \times d \times \left(\frac{de}{dr} \right)^{1/3} \longrightarrow \text{KONYA}$$

Dónde:

B=Burden (m)

De=Diámetro del taladro (Pulgadas.)

Dee= Densidad del Explosivo (gr/cc)

Der=Densidad de roca (gr/cc)

Ahora este Burden calculado se puede corregir bajo las siguientes condiciones del terreno y los patrones de voladura; **Ver la siguiente tabla.**

TABLA N° 4.1 CASOS DE CORRECCIÓN DE BURDEN

CORRECCION DE BURDEN	VALOR
CASO N°01.- CORRECCIÓN POR NÚMERO DE FILAS (Kr)	
1 o cinco filas de taladros	1
5 o más filas	0.9
CASO N°02.- POR DEPOSITACION DE LA ROCA (Kd)	
Estratificación dentro de la profundidad del corte	1.18
Estratificación dentro de la cara del corte	0.95
Otros casos de depositación	1
CASO N°03.- CORRECCIÓN POR ESTRUCTURAS GEOLOGICAS (Ks)	
Roca altamente fracturada con estratos unidos por una cementación débil	1.3
Rocas con capas bien unidas y cementadas	1.1
Deposito masivo	0.95

Fuente: Manual De Konya

$$B \text{ corregido} = B \text{ calculado} * K_r * K_d * K_s$$

ESPACIAMIENTO

La selección del espaciamiento entre los taladros de una misma fila depende del tiempo de iniciación de los taladros adyacentes y de la relación de rigidez (HB/B). Si los taladros son iniciados instantáneamente los espaciamientos deberán ser más grandes que si estos fueran iniciados en forma secuencial.

El espaciamiento de los taladros deberá ser diseñado para superar los problemas de rigidez del Burden. Además cuando los bancos son cortos comparados con el bordo,

Estos factores deberán ser evaluados, ya que la relación de rigidez debe ser considerada en el diseño; estos factores además de ser evaluados porque determinan la función del explosivo entre taladros adyacentes, sean iniciados instantáneamente o secuencialmente.

Para determinar si los bancos son clasificados como cortos o altos deben ser ligados una dimensión física, para lo cual la relación de rigidez es calculada; si $1 < HB/B < 4$, los bancos son considerados cortos y la altura de banco es considerada en el diseño. Entonces, las siguientes cuatro condiciones deberán ser analizadas por separado en el diseño para determinar el espaciamiento.

- Bancos cortos con iniciación instantánea
- Bancos largos con iniciación instantánea
- Bancos corto con iniciación retardada
- Bancos largos con iniciación retardada

Las fórmulas que se aplican son las siguientes:

ESPACIAMIENTO (E) PARA CADA TIPO DE VOLADURA		RELACIÓN DE RIGIDEZ
FORMULA	HB/B<4	HB/>4
Voladura instantánea	$E=(HB+2xB)/3$	$E=2xB$
Voladura retardada	$E=(HB+7xB)/8$	$E=1.4Xb$

Fuente: Manual De Konya

Otras Variables

SOBRE - PERFORACION (SP)=	0.3*B
LONGITUD DEL TACO (T)=	0.7 a 1.6*B
(para material competente)	
LONGITUD DEL TACO (T)=	T=B
(para material incompetente, con fisuras y fracturas abiertas)	

Fuente: Manual De Konya

4.2.2 PATRÓN DE RETARDO

La secuencia de retardo (secuenciación) consiste en detonar los barrenos en secuencias de tiempo predeterminados. Para obtener una secuencia de retardo se utilizan detonadores eléctricos, no eléctricos (micro-retardados), o cordón detonante. Los patrones de retardos más utilizados son: retardo por fila, retardo por columna y retardo escalonado.

En Minería superficial se usan plantillas de barrenos con patrones de retardo, con el fin de mover y remover roca, conseguir una fragmentación de roca adecuada y controlar el nivel de vibraciones y proyección de roca.

La selección de las dimensiones físicas tales como Burden y espaciamiento. Las condiciones generales de tiempo de iniciación son seleccionadas.

La primera es donde los barrenos dentro de una hilera son disparados instantáneamente o simultáneamente.

La iniciación simultánea a lo largo de la hilera requiere de un espaciamiento mayor y por lo tanto, ya que los barrenos se encuentran más alejados, el costo por metro cúbico o por tonelada del material extraído se ve reducido. Las desventajas de tener iniciación simultánea a lo largo de la hilera, son los problemas que surgirán relacionadas con la vibración del terreno debido a que hay muchos barrenos detonando al mismo tiempo. Aunque se producen más metros cúbicos con la iniciación instantánea, la fragmentación será más gruesa que la obtenida con los retardos de tiempo adecuados y espaciamientos más cortos. La iniciación retardada a lo largo de la hilera reduce la vibración del terreno y produce una fragmentación más fina a un costo mayor. La tabla N° 4.2, proporciona las constantes de tiempo para diferentes tipos de roca. La información en esta Tabla puede usarse con la ecuación.

TEMPORIZACION (Definición del Manual de Voladura de EXSA)

La voladura de banco normalmente se efectúa como una voladura de retardo corto. La secuencia debe ser diseñada de modo que cada taladro logre rotura libre.

El tiempo entre taladros y filas debe ser lo suficientemente prolongado como para permitir que se cree un espacio para el material triturado de las subsiguientes salidas en filas múltiples. Se asegura que debe desplazarse 1/3 del Burden antes que la segunda fila comience a iniciarse. El retardo entre filas debe variar entre 10 ms/m (roca dura) y 30 ms/m (roca blanda). Generalmente 15 ms/ m de la distancia del Burden es buena guía. Según el USBM, los retardos entre taladros para minimizar las vibraciones serán de 8 ms. Un retardo muy corto entre filas hace que el material de las posteriores se desplace hacia arriba en lugar de en dirección horizontal (los detritos quedan in situ). Un retardo lento puede causar proyección de piedras, bolones y concusión del aire, que no dejan suficiente protección (cobertura o muralla de detritos) entre las filas.

RETARDOS DE BARRENO A BARRENO

$$tH = TH \cdot S$$

Dónde:

tH : Retardo barreno a barreno (ms)

TH : Constante de retardo barreno a barreno según Tabla 4.2

S : Espaciamiento (m)

TABLA N°4.2 RETARDO DE TIEMPO ENTRE BARRENO

Tipo de roca	Constante TH (ms/m)
Arenas, Margas, Carbón	6.5
Algunas calizas, Esquistos	5.5
Calizas compactas y mármoles, algunos granitos y basaltos, Cuarcita, algunos Gneis	4.5
Feldespatos porfídicos, gneis compactos y mica, magnetitas	3.5

Fuente: Manual De Konya

RETARDO ENTRE FILAS

Los lineamientos para el retardo entre hileras son los siguientes:

Los retardos cortos causan pila de roca más altas y pegadas a la cara.

Los retardos cortos causan más rompimiento trasero.

Los retardos cortos causan más violencia, sobrepresión de aire y vibración del terreno.

Los retardos cortos tienen más potencial para causar roca en vuelo.

Los retardos largos reducen los niveles de vibración.

Los retardos largos reducen el rompimiento trasero.

Para determinar el retardo que debe utilizarse entre hileras en voladuras de producción, la Tabla N° 4.3, proporciona lineamientos generales. El tiempo de retardo no debe ser menor a 8.5 milisegundos por metro de bordo entre hileras. Los tiempos de retardo normalmente no deben ser mayores a 16.5 milisegundos por metro de bordo entre hileras. Cuando el control de la pared final es crítico en voladuras multilíneas (6 ó más hileras), los retardos pueden ampliarse tanto como 40 ms por metro de bordo para obtener pilas de material bajas o lanzamiento de descapote (castblasting). La ecuación para el retardo entre hileras es la siguiente:

$$Tr = Tt \cdot B$$

Dónde:

Tr: Retardo entre filas (ms)

Tt: Constante de retardo de fila a fila según Tabla 4.3

B: Burden (m)

TABLA N° 4.3 RETARDO DE TIEMPO ENTRE FILAS

Resultado	Constante Tt (ms/m)
Violencia, sobrepresión de aire excesiva, rompimiento trasero. etc.	6.5
Pila de material alta cercana a la cara, sobrepresión y rompimiento moderados	8.0
Altura de pila promedio, sobrepresión y rompimiento promedio	11.5
Pila de material disperso con rompimiento trasero mínimo	16.5

Fuente: Manual De Konya

4.2.3 EFECTO DEL TIEMPO DE INICIACIÓN EN LOS BARRENOS

Los responsables en voladuras han reconocido la necesidad de la secuencia a los barrenos. Si los barrenos no tienen una secuencia adecuada se obtiene como resultado problemas en la pala y la voladura; no corta a la profundidad deseada. La secuencia de los barrenos se ha utilizado por muchos años. Desafortunadamente, existen otras consideraciones de retardo dar secuencia solo a los barrenos. Si una plantilla está barrenada y cargada adecuadamente, el tiempo de iniciación controla el tamaño de la fragmentación, el apilado del material quebrado, el nivel máximo de vibración, la cantidad de ruido generada, la cantidad de roca en vuelo producida y el rompimiento trasero y lateral.

El tiempo de iniciación es una de las variables de diseño más importante, desafortunadamente, es la más frecuentemente ignorada. Un diseño del tiempo de iniciación pobre en combinación con otras insuficiencias del diseño son las responsables de la mayoría de los problemas de voladura.

4.2.4 TAMAÑO DE LA FRAGMENTACIÓN

El tamaño al que se rompe la roca en una voladura, depende de la manera en que la energía trabaja tanto entre barrenos cómo entre hileras. El espaciamiento de los barrenos depende también del tiempo de iniciación. La fragmentación se verá afectada si el espaciamiento y el tiempo de iniciación están mal. Determinando los efectos que el tiempo de iniciación de barreno a barreno tiene en la fragmentación y existen muchas recomendaciones diferentes en los libros referentes a cuál debe ser el tiempo óptimo de iniciación.

4.2.5 APILAMIENTO O REPARTO DEL MATERIAL

El tiempo de iniciación entre hileras de una voladura, controla el apilamiento o reparto del material quebrado. Si los retardos son demasiados cortos de hilera a hilera, la roca será lanzada al aire verticalmente y puede inclusive crear un apilamiento sobre la parte superior del banco. Si se utilizan retardos más largos, el material puede desplazarse, hilera por hilera, permitiendo el movimiento del material fragmentado hacia el frente. Los operadores que utilizan las voladuras de reparto en minas a cielo abierto, saben que el tiempo de iniciación controla la cantidad de material que puede ponerse en la pila de material tronado.

4.2.6 GOLPE DE AIRE Y ROCA EN VUELO

Tanto la sobrepresión de aire cómo la roca en vuelo son influenciados por el tiempo de retardo. Una voladura bien diseñada puede salir mal con sólo cambiar los períodos de retardo dentro de los barrenos. En general, un tiempo de retardo demasiado corto de hilera a hilera, incrementará los problemas de sobrepresión de aire y roca en vuelo.

Por ejemplo, si el tiempo de retardo de hilera a hilera es demasiado corto y la hilera previa no ha tenido oportunidad de moverse, existe una resistencia añadida en la segunda hilera. El barreno de hecho tiene un bordo mucho mayor, no puede trabajar en forma lateral y tiende a soplar hacia arriba. Esta soplada puede ser muy difícil de controlar. Por ejemplo, se estaba

utilizando más de tres veces el taco normal para controlar la soplada de los barrenos y los resultados no eran del todo buenos, el problema no era la cantidad de taco utilizado, el problema radicaba en el sistema de tiempo de retardo. Un cambio en el tiempo de iniciación incrementó la fragmentación y permitió una reducción del 60% en la cantidad de taco necesaria para controlar la soplada. La fragmentación en la parte superior del banco se mejoró significativamente.

Otra fuente de sobrepresión de aire es la conmoción, el sonido sub audible producido por la pared que está cayendo. Si la velocidad de iniciación a lo largo de la cara del banco es igual a la velocidad del sonido en el aire, las ondas de sonido pueden ser superpuestas causando un golpe de aire mayor, el cual bajo ciertas circunstancias, puede tener efectos direccionales

4.3 Geomecánica

Todas las rocas en la naturaleza presentan algún tipo de discontinuidad, microfisuras y macrofisuras, que influyen de manera decisiva en las propiedades físicas y mecánicas de las rocas y consecuentemente, en los resultados de las voladuras.

Las superficies de discontinuidad pueden ser de distintos tipos: planos de estratificación, planos de laminación y foliación primaria, planos de esquistosidad y pizarrosidad, fracturas y juntas.

Las discontinuidades pueden ser cerradas, abiertas o rellenas, y por ello con diferentes grados de transmisión de la energía del explosivo. Los labios de estas discontinuidades son superficies planas sobre las cuales se reflejan las ondas de choque atenuando y dispersando la energía desarrollada.

Otro aspecto del diseño de las voladuras es lo que se entiende por control geoestructural del macizo rocoso, que se refiere a la orientación relativa del frente y dirección de salida de la pega con respecto a la dirección y buzamiento de los estratos. Obteniéndose diferentes resultados para los diferentes casos que pueden presentarse, atendiendo a la inclinación de las discontinuidades y al ángulo relativo de las direcciones citadas.

Especial cuidado debe prestarse cuando las discontinuidades son sub verticales y la dirección de salida es normal a la de éstas, pues es frecuente la sobre excavación por detrás de la última fila de barrenos y se hace necesaria

la perforación inclinada para mantener la dimensión de la piedra en la primera línea de la voladura.

Cuando la estratificación o los sistemas de juntas se presentan con un ángulo menor de 30° , se recomienda que los barrenos sean normales a dichos planos con el fin de aumentar el rendimiento de las voladuras.

Si se conoce la disposición en planta de la compartimentación de los macizos, deberá también ser considerada para la colocación de las cargas de explosivo con los espaciamientos apropiados, en vez de mantener una distancia uniforme entre éstas.

En efecto, situaciones en la que las fracturas se disponen en familias que forman ángulos suplementarios, dan origen a liberaciones desiguales de la energía de los explosivos, llegando la roca a fragmentarse excesivamente en las zonas con ángulos agudos, y produciendo bloques grandes en las zonas con ángulos obtusos.

Para evitar estos problemas, que influyen muchas veces en la transmisión de importantes vibraciones al terreno, las cargas de explosivo deben ser colocadas preferentemente junto a zonas con ángulos obtusos, y el espaciamiento entre barrenos siendo paralelo a las direcciones de los planos de fractura. Además de estos procedimientos, se recomienda una programación de las secuencias de disparo de las cargas, con el fin de crear la máxima superficie libre después de cada detonación, circunstancia que depende de la geometría de fracturación del macizo. Cuando es posible cambiar el diámetro de los barrenos, se aconseja utilizar los diámetros más pequeños en el interior de zonas más fracturadas, para controlar mejor la fragmentación y los impactos ambientales resultantes.

OBJETIVO

- Determinar los parámetros geomecánicos del macizo rocoso.
- Determinar parámetros de estabilidad para un minado eficiente y seguro.
- Establecer tipos de soporte y controles de calidad.

4.3.1 MECÁNICA DE ROTURA DE ROCAS

Durante la detonación de un explosivo utilizado para remover masas rocosas se producen dos fases de acción :Primero , debido a la onda de choque se producen un fuerte impacto en la roca vinculado a la energía de tensión que actúan durante un pequeño intervalo de tiempo .Segundo ,Actúan una fuerte reacción de alta presión y temperatura dada por los gases que se produjeron por la termoquímica del explosivo

En esta tarea de voladura interviene ocho mecanismos de rotura que se describen en los párrafos que sigue

TRITURACION DE LA ROCA

En los primeros instantes de la detonación la presión en el frente de onda de choque se expande en forma cilíndrica y generalmente supera la resistencia a la compresión de la roca provocando la destrucción de la estructura inter-cristalina e inter granular. Este mecanismo consume el 30% de la energía que transporta la onda de choque.

AGRIETAMIENTO RADIAL

Durante la propagación de la onda de choque, la roca circundante al barreno es sometida a una intensa compresión radial que induce componentes de tracción en los planos tangenciales del frente de dicha onda .Cuando las tensiones superan la resistencia dinámica a tracción de la roca se inicia la formación de una densa zona de grietas alrededor de la zona del barreno, detrás de la zona de intenso agrietamiento, algunas fracturas se incrementan en tamaño.

REFLEXION DE LA ONDA DE CHOQUE

Cuando la onda de choque alcanza la cara libre se generan dos tipos de ondas, una de tracción y otra de cizalla. Si las tensiones de tracción superan la resistencia dinámica de la roca, se producirá hacia el interior de la masa rocosa el fenómeno conocido como fisuramiento mecánico.

EXTENSION Y APERTURA DE LAS GRIETAS RADIALES

Durante y después de la formación de las grietas radiales, por el trabajo de la componente tangencial de tracción de la onda, los gases comienzan a expandirse y penetrar en las fracturas. El número y longitud de las grietas abiertas y desarrolladas depende fuertemente de la presión de los gases, por lo que un escape prematuro de estos puede conducir a un menor aprovechamiento de la energía del explosivo.

FRACTURAMIENTO POR LIBERACIÓN DE CARGA

Antes de que la onda de choque llegue al frente libre la energía transferida a la roca por la compresión inicial varía entre el 60 y 70% de la energía total generada por la detonación del explosivo. Al desprenderse el material que está ubicado en el frente libre deja un espacio vacío en el macizo rocoso que es aprovechado por la energía de los gases que vienen atrás para permitir la formación de fracturas por liberación de carga. Todo eso ocurre en sentido vertical y en sentido horizontal.

FRACTURAMIENTO FORMADAS POR CIZALLAMIENTO

Este fenómeno ocurre en macizo rocoso formado por rocas sedimentarias donde existen varios tipos de rocas con variación en las propiedades geomecánicas. En estos casos se produce fracturación en el contacto de los estratos debido a tensiones cortantes.

ROTURA POR FLEXIÓN

Durante el proceso explosivo la presión ejercidas por los gases sobre el material situada frente a la columna del explosivo hace que la roca actué como una columna doblemente empotrada en el fondo del barreno y en la zona del retacado, produciendo fracturas por fenómenos de flexión.

ROTURA POR COLISIÓN

Los fragmentos formados por la voladura y acelerados por la acción de los gases, son proyectados al aire y superficie libre, colisionando entre si y dando lugar a la fragmentación secundaria

4.4 EXPLOSIVOS

4.4.1 DEFINICIÓN DE EXPLOSIVOS

Son mezclas de sustancias químicas que por acción externa se transforman, esta transformación genera una gran cantidad de gases a altas temperaturas que a su vez ocasiona una gran presión, lo que hace que se presente la fracturación en la roca.

4.4.2 PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS

El conocimiento de estas propiedades es muy importante para el diseño de las voladuras, además permite elegir el más adecuado de ellos para algún caso específico.

- Fuerza o Potencia
- Densidad
- Velocidad de detonación
- Presión de detonación
- Sensibilidad
- Simpatía
- Resistencia al agua
- Emanaciones
- Diámetro crítico
- Inflamabilidad

FUERZA O POTENCIA

La fuerza en un término tradicionalmente usado para describir varios grados de explosivos, aunque no es una medida real de la capacidad de estos de realizar trabajo; a este término en ocasiones se le llama potencia

DENSIDAD

La densidad del explosivo es usualmente indicada en términos de gravedad específica, la gravedad específica de explosivos comerciales varía de 0.6 a 1.7. Los explosivos densos usualmente generan mayores velocidades de detonación y mayor presión; estos suelen ser utilizados cuando es necesaria una fina fragmentación de la roca

PRESIÓN DE DETONACIÓN

La presión de detonación, depende de la velocidad de detonación y de la densidad del explosivo, y es la sobrepresión del explosivo al paso de las ondas de detonación. La amplitud de la onda –de esfuerzo– transmitida al medio (roca) en una explosión está relacionada con la presión de detonación. La reflexión del pulso de choque en la cara libre de la voladura es uno de los mecanismos que se utilizan para triturar la roca.

La presión de detonación generalmente es una de las variables utilizadas en la selección del tipo de explosivo. Existe una relación directa entre la velocidad de detonación y la presión de detonación; esto es, cuando aumenta la velocidad aumenta la presión. La relación entre la presión, velocidad de detonación y densidad del explosivo se puede representar.(Brown, 1956), donde P es la presión de detonación y sus dimensiones son en kbar, D es la densidad y C la velocidad de detonación en pies/s.

SENSIBILIDAD

Es la medida de la facilidad de iniciación de los explosivos, es decir, el mínimo de energía, presión o potencia necesaria para que ocurra la iniciación. Lo ideal de un explosivo es que sea sensible a la iniciación mediante cebos (estopines) para asegurar la detonación de toda la columna de explosivo, e insensible a la iniciación accidental durante su transporte y manejo.

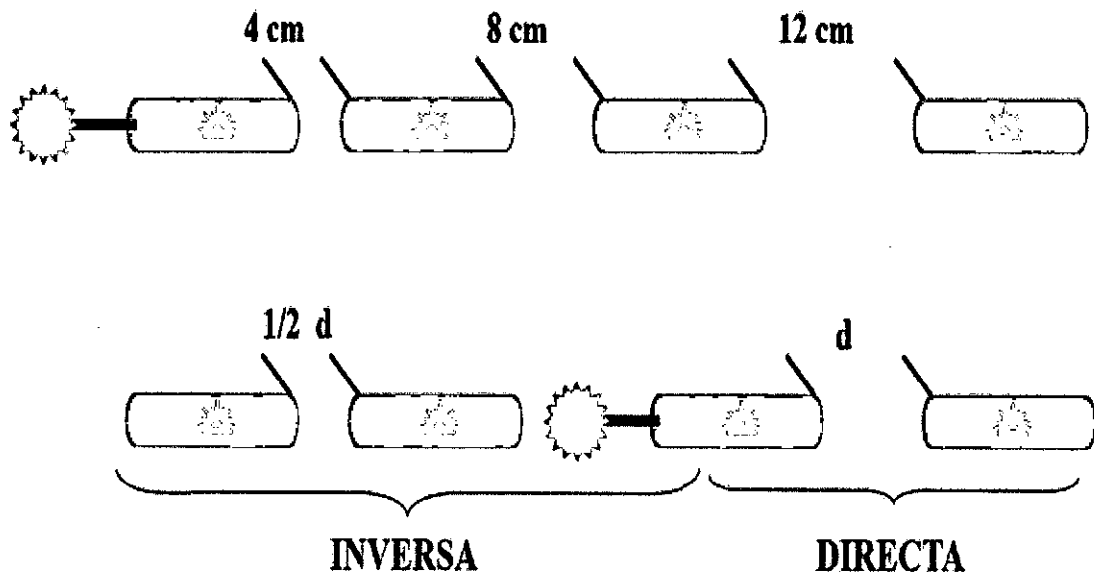
Una prueba estándar utilizada para determinar la sensibilidad de un producto explosivo es la sensibilidad al fulminante (los fulminantes están catalogados del número 4 al 12 y se diferencia en las cantidades de fulminato de mercurio y clorato de potasio), para esto se utiliza un fulminante número 6 (2 gramos de una mezcla de 80% de fulminato de mercurio y 20% de clorato de potasio), si el producto estalla al quemar este fulminante se dice que el producto es un explosivo, de lo contrario se le denomina agente explosivo. Adicionalmente para comparar las sensibilidades entre diferentes productos se utilizan fulminantes de diferentes potencias, cuanto más alto sea el número de la cápsula mayor será la sensibilidad del explosivo.

SIMPATÍA

Es la capacidad para transmitir la onda de detonación en su masa y a otros explosivos, como se muestra en el grafico siguiente.

GRAFICO N° 4.1.- TRANSMISIÓN DE ENERGIA DE UNA MASA A OTRA

DISTANCIAS ARBITRARIAS:



RESISTENCIA AL AGUA

La resistencia al agua en un explosivo es medida como la habilidad de resistir el agua sin deterioro o pérdida de sensibilidad, más precisamente, es el número de horas que el explosivo puede estar sumergido en agua y aun ser detonado.

Si hay poca presencia de agua en el barreno o el tiempo entre la carga de los explosivos y la detonación es corto, entonces un explosivo con catalogación de resistencia al agua "Buena" puede ser suficiente; si el explosivo está expuesto en un tiempo prolongado al agua o esta se percola al barreno se debe utilizar un explosivo con catalogación de resistencia al agua "Muy buena" o "Excelente". En general los geles explosivos tienen la mejor resistencia al agua. Los explosivos de alta densidad tienen una buena resistencia al agua, mientras que los de baja densidad tienen baja o ninguna.

EMANACIONES E INFLAMABILIDAD.

La detonación de explosivos comerciales produce vapor de agua, dióxido de carbono y nitrógeno, los cuales, aunque no son tóxicos, forman gases asfixiantes como monóxido de carbono y óxidos de nitrógeno.

DIÁMETRO CRÍTICO

Se define como el diámetro mínimo al cual un explosivo detona. El diámetro de un producto explosivo corresponde a la medida externa, incluyendo el material de envoltura.

La formulación de un explosivo toma en consideración en que diámetro, el producto será obligado a detonar. Como regla general, un producto se debe usar como mínimo en un tamaño igual al doble de su diámetro crítico.

INFLAMABILIDAD

Propiedad de los explosivos a la facilidad de incendiarse por temperatura, fricción, golpe, contacto directo con flama, reacción, química, etc.

4.4.3 TIPOS DE EXPLOSIVOS

DINAMITAS

En esta catalogación entran todas las mezclas de nitroglicerina, diatomita y otros componentes; existen varios tipos como: nitroglicerina dinamita, Dinamita amoniacal de alta densidad (dinamita extra), dinamita amoniacal de baja densidad.

GELES

Entre estos se encuentran los geles explosivos, que son fabricados a partir de nitrocelulosa y nitroglicerina; el straight gel, fabricado a partir de los geles explosivos y combustibles gelatinizados. Este explosivo generalmente tiene una consistencia plástica y es de alta densidad; otro es el gel amoniacal (gel extra) y los semi-geles.

AGENTES EXPLOSIVOS

Son mezclas de combustibles y oxidantes, entre ellos tenemos los agentes explosivos secos como el ANFO y las lechadas explosivas.

ANFO por sus siglas en inglés "AmmoniumNitrate – Fuel Oil". Este producto ha reemplazado a las dinamitas y gelatinas explosivas en voladuras de minas y canteras. En la práctica este producto se fabrica con 94% de nitrato de amonio y 6% de combustible Diésel.

Un inadecuado cebado (proceso de inicialización del explosivo) en la carga de ANFO implica una baja velocidad de detonación inicial, esto lleva a fallo de la voladura. Para que esto no ocurra se utilizan explosivos de alta velocidad y presión distribuidos a lo largo del barreno que contiene ANFO. La velocidad de detonación en barrenos cargados con ANFO depende del diámetro del barreno, a mayor diámetro mayor velocidad de detonación.

La gravedad específica del ANFO varía entre 0,75 y 0,95, dependiendo de la densidad y tamaño de las partículas del AN (Nitrato de Amonio).

Las principales ventajas que tiene el ANFO sobre otros explosivos convencionales son: Es más seguro por su baja sensibilidad, es fácil de cargar en los barrenos y tienen un precio muy bajo. En su forma fluida este agente explosivo tiene la ventaja adicional de llenar todos los espacios en el barreno, lo que asegura un eficiente uso del explosivo.

EMULSIONES

Las emulsiones explosivas son unas dispersiones estables de dos líquidos, una solución acuosa y compuesto orgánico aceitoso, inmiscibles entre sí, pero que con un emulsionante se mantienen en estado disperso.

La fase acuosa está formada por una solución de oxidantes y la orgánica por un aceite mineral, que es el componente reductor. En principio es una mezcla semejante a la del ANFO, pero con la diferencia importante, de que las gotitas de agua con oxidantes están rodeadas de aceite, dando lugar a que se produzca un contacto más íntimo entre esos dos componentes, aumentando su potencia explosiva; además se consigue una gran resistencia al agua, pues el aceite impermeabiliza y evita una mayor disolución del nitrato, contenido en la fase acuosa.

ANFO PESADO

El ANFO pesado es un nuevo explosivo conseguido por la mezcla adecuada entre una emulsión explosiva y ANFO.

El ANFO pesado es un explosivo con características intermedias entre sus dos componentes, teniendo una mejor resistencia al ANFO, mayor densidad y potencia, aumentando su rendimiento y ampliando su uso en la voladura de cualquier tipo de material, con un costo menor de voladura.

Este tipo de explosivo es altamente seguro frente a estímulos subsónicos, roces, impactos, etc. Permitiendo su carga a granel o mecanizada por medio de bombeo desde camión. Su sensibilidad es la apropiada para iniciarse con una carga multiplicadora o un cartucho de explosivo sensible al detonador.

La potencia de estos explosivos, se evalúa como en el caso de las emulsiones, siendo sus valores intermedios entre el de estas y el del ANFO. Su RBS es de 125, para la mezcla del 30% de emulsión y el 70% de ANFO, con una densidad de 1,15 gr/cc.

4.5 GLOSARIO

RQD (La calidad de la roca): Fue el primer sistema que hizo un intento en describir lo fracturado del macizo rocoso. Permanece como un parámetro muy importante de entrada para los dos sistemas más útiles de clasificación.

RMR: Constituye un sistema de clasificación de macizos rocoso que permite a su vez relacionar índices de calidad con parámetros de diseño y sostenimiento

SISTEMA DE CLASIFICACIÓN Q: El índice de clasificación de Barton

Índice GSI: El Índice de Resistencia Geológica

V. CAPITULO

DISEÑO ACTUAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

5.1 DISEÑO DE MINADO

El diseño de minado es la base para optimizar equipos, ganar volumen y responde según a la caracterización de la zona, Los parámetros que se planifican lograr y diseñar son los siguientes. Control de la geometría del Pit, así como también ubicar las zonas geotécnicamente y geomecánicamente convenientes y un buen diseño de parámetros de minado.

PERFORACIÓN

Se perfora con cuatro perforadoras rotativas marca atlas Copco DM 45-E de 6 .125 pulgada de diámetro de broca, el lugar ya asignado, con una altura de 6 metros para mineral y 8 para estéril, en una área de longitud de 50 a 100 metros con una ancho de 25 metros .

VOLADURA

Se carga los taladros con emulsión gasificada (SANG) y se ceba con un booster de 450gr y Faneles de 800 ms en el fondo y 17. en la superficie. Se realiza el amarre y las conexiones y de luego la iniciación para volar los taladros.

CARGUIO

De acuerdo al material volado, se realiza el carguío del Mineral con retroexcavadoras Volvo 360-360-500-700 y material de desbroce con la pala Terex /O&K – eléctrica de capacidad de cuchara de 10 m3.

ACARREO

Material volado ya sea de Mineral ò desbroce, se realiza el acarreo con Volquetes marca Volvo de 18m3 y Escania 15-20m3 de capacidad y también se utiliza específicamente por su capacidad de tonelaje los camiones marca Cat 777F DE 90TM.

5.2 DISEÑO DE BANCOS Y SUS PARÁMETROS

Las especificaciones de los bancos se diseñaran de acuerdo a la capacidad de los equipos de excavación y de carga, a las características del macizo rocoso, así como también a las áreas de perforación y a las exigencias de la selectividad de la explotación.

CUADRO N° 5.1 PARÁMETROS DE DISEÑO DE BANCOS:

PARAMETROS DE DISEÑO DE BANCOS		Unidades
Angulo Interrampas	45°	Grados
Angulo de Talud	60°	Grados
Angulo Final Grados	44°	Grados
Ancho de Rampa	25	M
Ancho de Berma	3.5	M
Área Mínima	50	M
Pendiente de Rampa	10	%
Altura de Banco	6	M
Ancho de Bancos	25	M
Factor de Seguridad	2-3	%

Fuente: Propia

ALTURA DE BANCOS

Los bancos en los tajos de explotación de la Minera San Simón varían las alturas de acuerdo a su propósito donde se va a perforar, para bancos de Mineral la altura es de 6m y para bancos de estéril (Carbón) la altura es de 8 m, esto establecido por los equipos de carguío de acuerdo a planeamiento estratégico. Por cuestiones de seguridad, la altura máxima aconsejada es de 16 metros.

CUADRO 5. 2 ALTURAS DE BANCOS

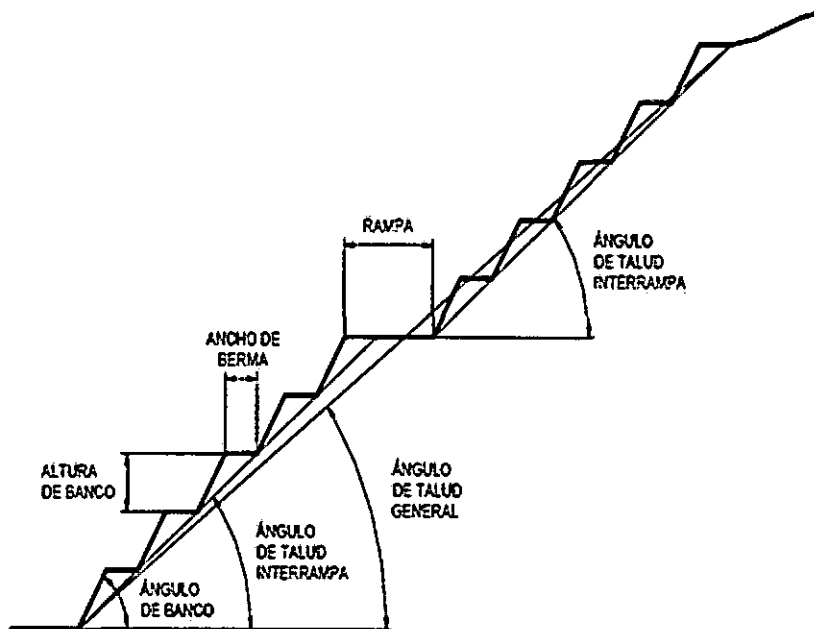
Altura de Banco para Mineral	6 metros
Altura de Banco para Estéril	8 metros

Fuente: Propio

PLATAFORMAS DE TRABAJO

Las plataformas de trabajo se definirán de acuerdo a los espacios necesarios que ocupan las máquinas perforadoras, excavadoras y volquetes que trabajen simultáneamente, manteniendo una distancia mínima de seguridad de 5 metros al borde de banco en el desarrollo normal del trabajo.

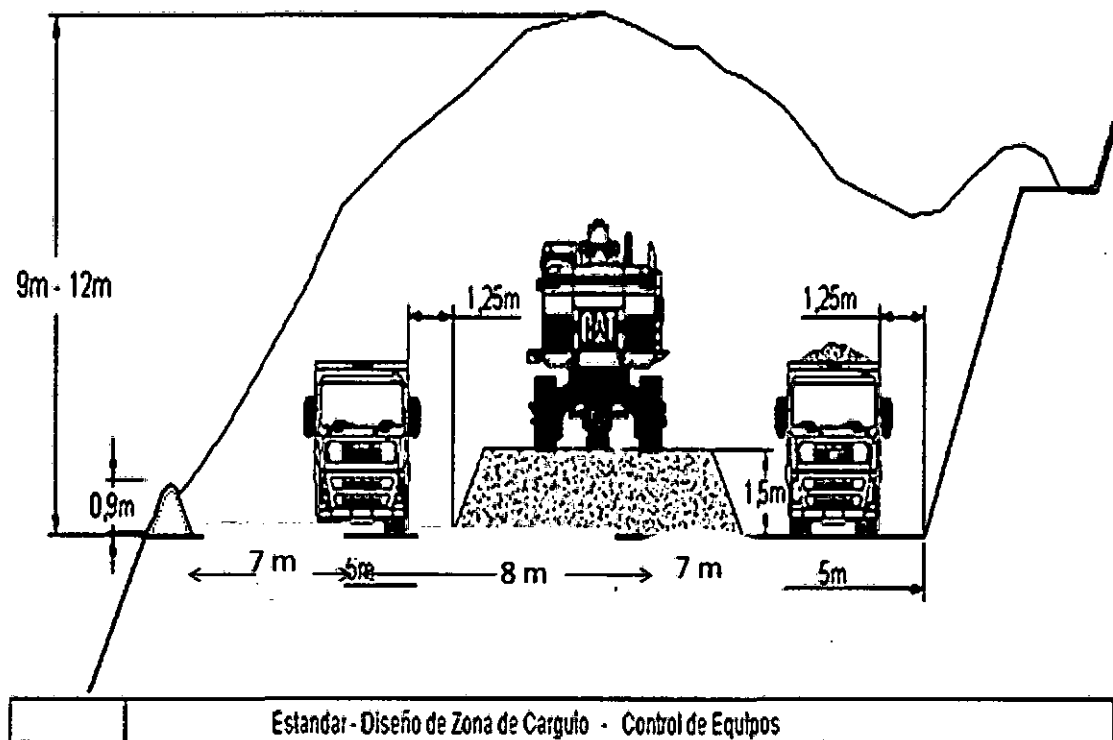
GRAFICO N° 5.1.- DISEÑO DE BANCOS



ANCHO DE BANCO

El ancho de los bancos operacionales será entre 25 m, el cual se definirá de acuerdo al ancho de los equipos de perforación (Rock Drill) y a la producción diaria de Mineral.

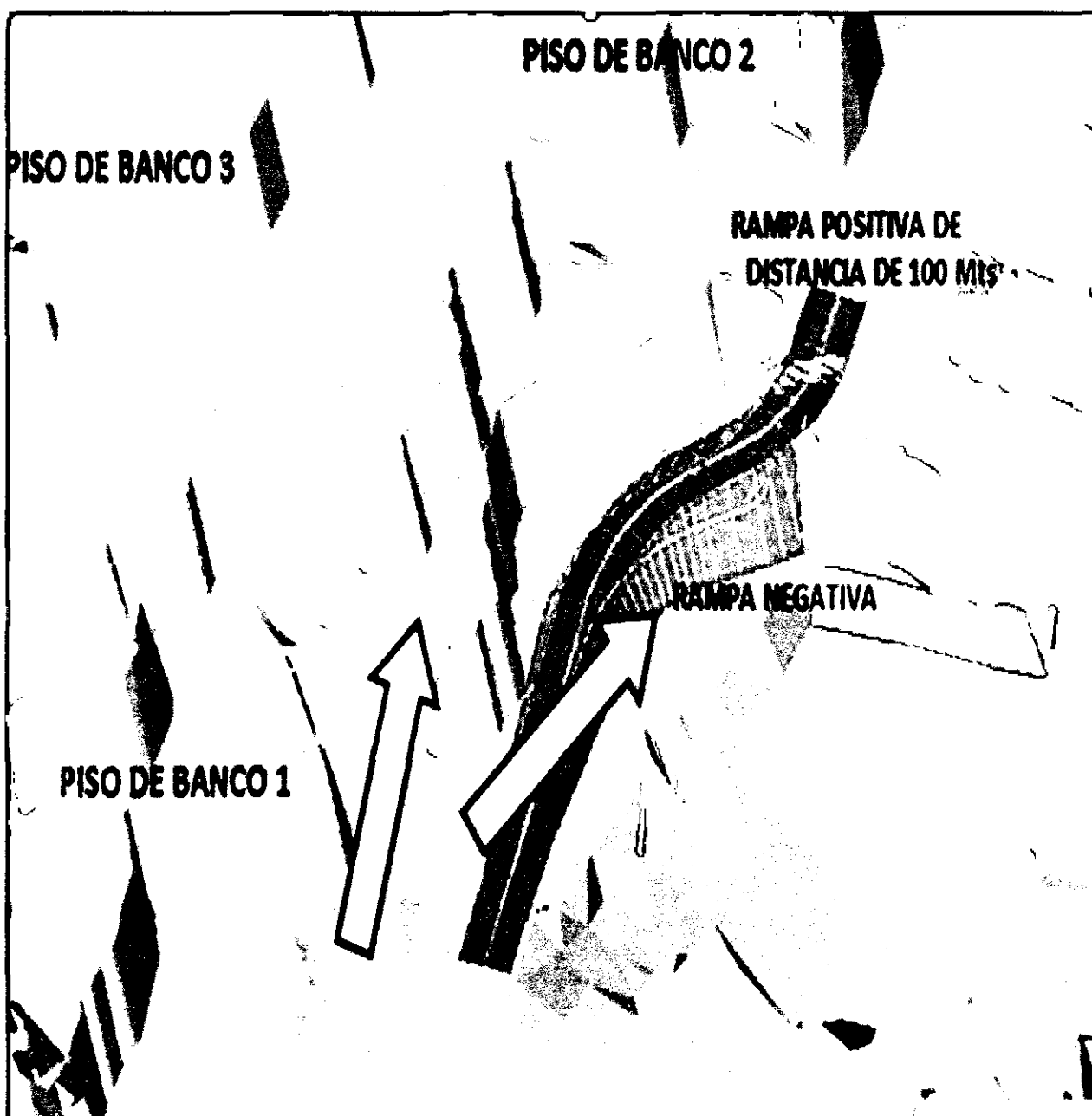
FIGURA N°5.1 ANCHO DE BANCO



DISEÑO DE ACCESOS

Se diseñara una rampa positiva estimada en 10% de 100 metros de longitud para acceder a nuevas plataformas de trabajos y una rampa negativa estimada en 10% para acceder a la profundización de la Mina.
Ver figura N°5.2

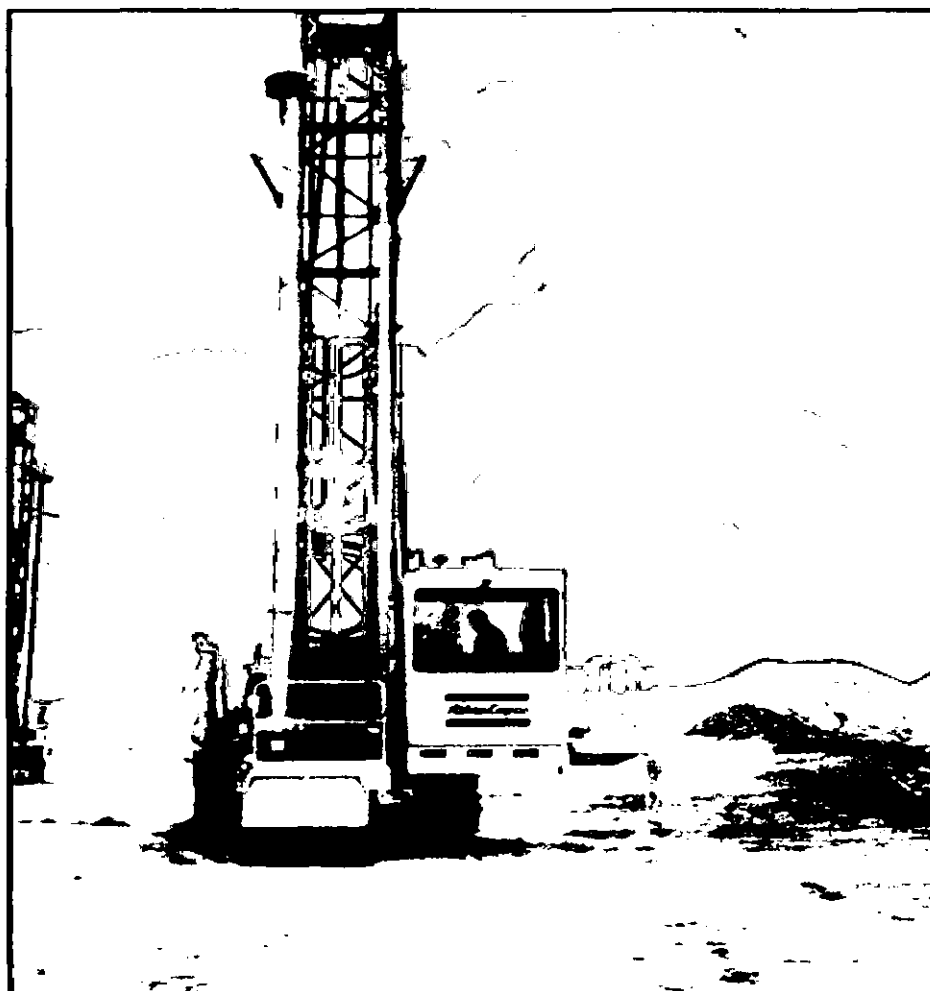
FIGURA N° 5.2 ACCESOS PARA EQUIPOS DE CARGUÍO Y EQUIPOS DE PERFORACIÓN



5.3 PERFORACIÓN

La Operación de perforación, en la Compañía Minera San Simón, Mina la Virgen, dentro de sus actividades de voladura, es la primera operación que realiza; una vez que el terreno este marcado, se traza la malla de perforación según el diseño establecido, el cual depende de la altura de corte. Seguidamente, se realiza la perforación de acuerdo a un procedimiento de trabajo establecido para dicha tarea. La malla considerada es cuadrada (Burden = Espaciamiento) en promedio es de 3.50 m x 3.50 m para taladros perforados con equipos pesado. La perforación se realiza con 4 perforadoras marca atlas Copco Dm 45E, la Perforación es rotativa o con martillo con 6 1/8 pulgada diámetro de broca con la cual se perforan en los diferentes sectores como los de bancos de Mineral con una longitud de Barrenación de 6 metros y para bancos de estéril (zona de Carbón) de 8 metros de acuerdo a la zona que se está trabajando y con coordinación con la área de planeamiento y operaciones Mina.

GRAFICO N° 5.2 PERFORADORA ATLAS COPCO



5.3.1 ASPECTOS FUNDAMENTALES A CONSIDERAR EN LA PERFORACIÓN

- El piso de trabajo debe estar en condiciones perfectas para trabajar, casi llano esto permite que la perforadora se asiente y perfore bajo condiciones óptimas.
- El grado de presión de la perforadora no baje de 150-350 psi
- Brocas afiladas y con los botones en perfectas condiciones.
- Presión del flujo de agua y el aire comprimido, estándares.

5.3.2 CICLO DE PERFORACIÓN

- Traslado de la perforadora al lugar donde se va perforar
- Posicionamiento de la perforadora en la malla ya marcada
- Barrenación del taladro
- Barrido de taladro con inyección de agua y aire comprimido.

5.3.3 CARACTERISTICAS DE LOS EQUIPOS DE PERFORACION

La perforadora DM45-E, es un equipo de perforación rotativa o con martillo en fondo hasta 229 mm (9") MultiPass montado sobre orugas y con accionamiento hidráulico, diseñado específicamente para barrenos de voladura para producción. Utiliza un motor diésel para accionar el compresor de aire y el sistema hidráulico. Los controladores electrohidráulicos están situados ergonómicamente de forma que el operador tenga la vista hacia el centralizador durante la perforación. El DM45 está disponible en modelos tanto de alta como de baja presión para adaptarse a sus necesidades de perforación con tricono y broca con botones o con martillo en fondo.

DATOS TECNICOS DE EQUIPO DE PERFORACIÓN:

Perforadora	: DM45E
Capacidad de pulido	: 45,000lbs
Diámetro del barreno	: 5 1/8 a 7 7/8"
Rotación de cabezal	: hasta 120 rpm
Compresor	: 1,050 CFM/ 350 psi.
Velocidad de barrido	: 4440 ft/min.
Profundidad en una pasada (1barreno)	: 8.5 m.
Profundidad máxima de barreno	: 53.3 m.
Peso estimado	: 35 - 41 t.

5.4 VOLADURA

En la voladura que se realiza en la Mina ,se emplea taladros de 6 1/8 pulgadas de diámetro y de 6.5 m de profundidad, con una malla cuadrada de 3.5m x 3.5 m los bancos 6368m - 6318 m de la zona Suro Sur , con una booster de 1 libra de 90% de potencia como cebo de fondo y agente explosivo emulsión gasificada (SANG) como columna de carga, Detonadores no eléctricos (Faneles duales) con periodo de retardo de 800 ms, retardos de 17ms, Cordón Detonante , Mecha de Seguridad y fulminante común N°08.

La voladura es una de las operaciones principales en la operación que se realiza en el ciclo de Minado en la Compañía Minera San Simón en su Mina la Virgen, esto permite llegar a la producción ya planeada y ejecutada para realizar sus objetivos para extraer el Mineral que está el yacimiento para ser arrancado por la voladura y triturado por el efecto de dicha actividad y luego transportado a los PADS de lixiviación para su procesos de recuperación del Metal aurífero.

FIGURA N° 5.3 VOLADURA



5.4.1 TIPO DE VOLADURA Y SUS DIFERENCIAS

VOLADURA CONVENCIONAL

Actualmente no se está utilizando este tipo de voladura por los efectos que trae y por el motivo de que no se puede controlar la voladura.

VOLADURA RETARDADA

En Compañía Minera San Simón se trabaja con una voladura de acuerdo a la vanguardia de la tecnología y diseño de voladura, se está utilizando retardos para controlar la voladura y obtener el grado de granulometría necesario.


DIFERENCIAS

En la voladura convencional no se utiliza retardos y tampoco se controla la voladura y sus efectos que trae al no tener retardo es la obtención de una mala fragmentación. En cambio al utilizar retardos, ayuda a controlar la voladura y la estabilidad del talud y sus efectos, estos se pueden controlar con la ayuda de los retardos y obtener una buena fragmentación.

5.4.2 PARÁMETROS DE VOLADURA

Los parámetros actuales que se están empleando en la Compañía Minera San Simón son los siguientes:

CUADRO N° 5.3 PARÁMETROS DE VOLADURA Y DISEÑO DE CARGA

 PARÁMETROS DE DISEÑO PERFORACIÓN Y DISEÑO DE CARGA		
DESCRIPCION	FORMULA	VALOR
Altura de Banco (M)	H	6.00
Sobre Perforación (M)	SP	0.50
Inclinación del Taladro		90°
Número de Taladros (M)	N°	80
Longitud de Taco Inerte (M)	T	2.45
Burden (M)	B	3.50
Espaciamiento (M)	E	3.50
Longitud de Carga (M)	LC = L - LTSC	4.05
Explosivo para Columna explosiva		SANG
Cebo Booster de 1 Lb		
Densidad Explosivo SAN (gr/cc)		0.95
Factor de Carga Lineal (Kg/Ml)	$FCL(3.5'') = 0.7853 \cdot 10^6 \cdot 3 \cdot De \cdot \phi^2$	25
Explosivo Total Por Taladro (Kg)		120
Volumen Por Taladro (M3/Tal.)	VOL.TAL = B * E * H	73.5
Factor de Carga (Kg/M3)	FC = WT / VOL.TAL	0.22
Densidad de Roca (Kg/m3)		2.55

Fuente: Propia

5.4.2.1 PLANTILLAS DE BARRENACIÓN

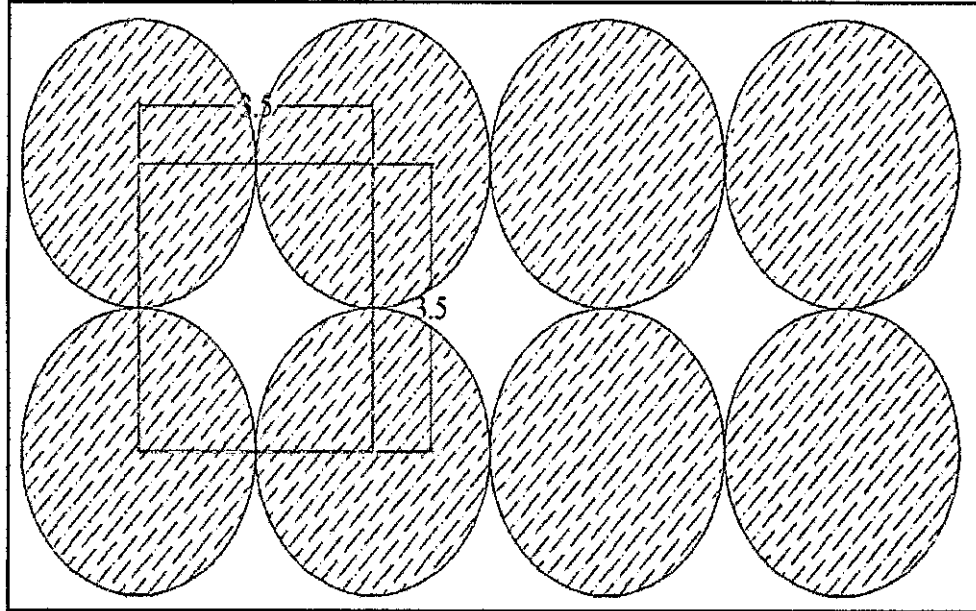
La distribución de los taladros de una voladura o malla de perforación se realiza considerando básicamente a la relación del bordo y espaciamiento y su directa vinculación con la profundidad.

En la Mina la Virgen se realiza la distribución de los taladros con el tipo de malla cuadrada.

a) MALLA CUADRADA

La malla utilizada en la Compañía Minera San Simón S.A. Una malla cuadrada 3.5 mx 3.5 m

FIGURA N ° 5.4 MALLA CUADRA 3.5m X 3.5m



5.4.2.2 DIÁMETRO

La selección del diámetro del taladro es crítica considerando que afecta a las especificaciones de los equipos de perforación, carga y acarreo, también al Burden, espaciamiento, distribución de la carga explosiva, granulometría de la fragmentación, tiempo a emplear en la perforación y en general a la eficiencia y economía de toda la operación.

Para determinar el Diseño Eficiente de la Voladura, el diámetro del taladro óptimo debe cumplir los siguientes parámetros:

La disponibilidad y aplicabilidad del equipo de perforación en el trabajo proyectado.

Para lograr una excelente distribución de la energía, utilizar diámetros de Barreno (mm)

El diámetro del barreno es de 6 1/8 pulgada, como el cual se está trabajando en las perforaciones, tantos en los bancos de Mineral como en el estéril.

5.4.2.3 BORDO O BURDEN

La dimensión del bordo se define cómo la distancia más corta al punto de alivio al momento que un barreno detona .El alivio se considera normalmente cómo la cara original del banco o bien cómo una cara interna creada por una hilera de barrenos que han sido disparados previamente con un retardo anterior. La selección del bordo apropiado es una de las decisiones más importantes que hay que hacer en cualquier diseño de voladuras.

De todas las dimensiones de diseño en una voladura, el bordo es la más crítica. Si los bordos son demasiado pequeños, la roca es lanzada a una distancia considerable de la cara. Los niveles de golpe de aire son altos y la fragmentación puede resultar demasiado fina. Por el otro lado, si los bordos son muy grandes, dará como resultado el rompimiento trasero y el bronqueo de la cara final (lanzamiento de material hacia atrás). La fragmentación de la roca puede ser extremadamente gruesa y con frecuencia se tienen problemas en la parte baja o pata del banco.

El bordo que se está trabajando en la actualidad es de 3.5 m con respecto del taladrado hacia la cara libre.

COMPARACIÓN DEL ÍNDICE DE RIGIDEZ

Equivale a la Altura del banco dividido por el Burden. Si el índice es menor a 2 entonces la masa de roca será rígida y difícil de fracturar y genera boloneria y fragmentación irregular como se puede ver en la Figura N° 5.4

$$IR = \frac{Hbc}{B'}$$

$$IR = \frac{6 \text{ m}}{3.5 \text{ m}}$$

$$IR = 1.72$$

Como el índice de Rigidez es 1.72, con esto se genera granulometría irregular y presencia de pechos de rocas en el banco y piso irregular siendo necesario hacer voladuras secundarias y perforaciones.

FIGURA Nº5.5 FRAGMENTACIÓN IRREGULAR Y BOLONERÍA



5.4.2.4 ESPACIAMIENTO

Generalmente es paralela a la cara libre o la zona donde se quiere dirigir la voladura, esta distancia entre los barrenos es perpendicular al Burden, Se está trabajando con un espaciamiento entre taladro de su misma fila de 3.5 metros.

5.4.2.5 ALTURA DE BANCO

En los bancos en la Compañía Minera San Simón las alturas varían de acuerdo a su propósito donde se va a perforar, para bancos de mineral la altura es de 6m y para bancos de estéril (Carbón) la altura es de 8 m, esto establecido por los equipos de carguío de acuerdo a planeamiento estratégico.

Para considerar la altura del banco, se debe tener presente el tipo de material a volarse, estabilidad de taludes y el equipo a emplear en la extracción de ese material, teniendo en cuenta el factor de esponjamiento del material

5.4.2.6 SOBRE PERFORACIÓN

Es la distancia que el barreno es perforado bajo la gradiente o nivel del piso, es equivalente a la distancia del Burden $\times 0.3$ a 0.5 . La sobreperforación que se está trabajando es de 0.5 metros para llegar al piso de siguiente banco para no tener un lomo y llegar una adecuada plataforma siguiente

5.4.2.7 LONGITUD DE TALADRO

La longitud del taladro influencia en el diseño total de la voladura, con la finalidad única de evitar que queden lomos o resaltos que afecten al trabajo del equipo de limpieza, en los tajos actualmente varia, si es para Mineral es 6.5 metros y 8.5 metros para estéril (Carbón).

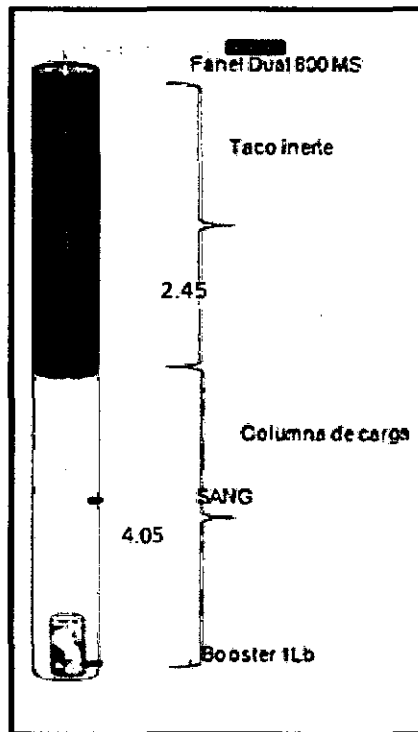
5.4.2.8 VOLUMEN POR TALADRO

Volumen de material que genera al romper un taladro en metros cúbicos, para Mineral el material generado será:

El volumen de por taladro es de 73.5 m³/taladro

5.5 DISEÑO DE CARGA

FIGURA N° 5.6 DISEÑO DE CARGA



5.5.1 PARÁMETROS DE SELECCIÓN DE EXPLOSIVOS A UTILIZAR

- Diámetro de carga
- Características de la roca
- Volumen de roca a volar
- Presencia de agua
- Problemas de suministro
- Precio del explosivo
- Condiciones atmosféricas
- Producción de gases
- Condiciones de seguridad
- Problemas de entorno
- Atmosferas explosivas

5.5.2 DENSIDAD DE CARGA DE EXPLOSIVO

La concentración de la densidad de carga de explosivo que se está utilizando actualmente es 0.90 a 1 .0 gr/cc si se encuentra en zonas de presencia de agua.

5.5.3 DENSIDAD LINEAL

La densidad lineal en un metro es de 25 kg/ml que se está cargando en un metro lineal en el taladro.

5.5.4 TACO

La distancia del taco se refiere a la porción superior del barreno que normalmente se rellena con material inerte para confinar los gases de la explosión. Para que una carga de alto explosivo funcione adecuadamente y libere el máximo de energía, la carga debe encontrarse confinada dentro del barreno. El confinamiento adecuado también es necesario para controlar la sobrepresión de aire y la roca en vuelo.

El taco que se está utilizando como material inerte, es el mismo material de la perforación, la altura de taco es de 2.45 metros

5.5.5 LONGITUD DE CARGA

La longitud carga de explosivo en el taladro es de 4.05 m lineal.

5.5.6 CANTIDAD DE EXPLOSIVO

La cantidad de explosivo requerido en un taladro es de 112.5 – 120 kg promedio de acuerdo a las zonas donde se está cargando el explosivo.

VI. CAPITULO

DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PROPUESTO

6.1 PLAN DE MINADO

El plan de Minado, se basa en los recursos que la Compañía Minera San Simón tiene disponible y en el diseño de minado, ya que, es la clave para optimizar equipos, ganar volumen y se basará en un adecuado control altimétrico, modelo geológico, modelo geomecánico y aun minucioso estudio del perfil estratigráfico y mapeo geológico del Pit.

También estará directamente relacionado a la velocidad de limpieza, porque de ello depende la habilitación de nuevas áreas de Minado y poder continuar la secuencia planificada en el diseño. Además otro parámetro importante, será el programado de producción diaria y mensual que se tendrá que cumplir con lo planificado.

6.2 DISEÑO DE MINADO

Para lograr alcanzar los parámetros planificados y propuesto en las fases del diseño tenemos que implementar lo siguiente:

Control Altimétrico

Se diseñará una altura de desbroce para preparación de bancos de hasta 12 metros y 12 de altura para bancos de producción.

Esta altura de bancos se definirá de acuerdo a las dimensiones de los equipos de carguío y acarreo, limpieza.

Modelo Geológico

- Información Geomecánica.
- Información de estratigráfico y mineralización del yacimiento.
- Información de la litológica del yacimiento.

Modelo Geomecánico

- Modelo tridimensional
- Tipo de rocas
- Dominios estructurales
- Angulo permitido
- Formación del yacimiento

6.3 DISEÑO DE BANCOS Y PARÁMETROS

Las especificaciones de los bancos se diseñaron de acuerdo a la capacidad de los equipos de excavación y carga, a las características del macizo rocoso, así como también a las áreas de perforación y a las exigencias de la selectividad de la explotación.

CUADRO N°6.1 PARÁMETROS DE DISEÑO DE BANCOS

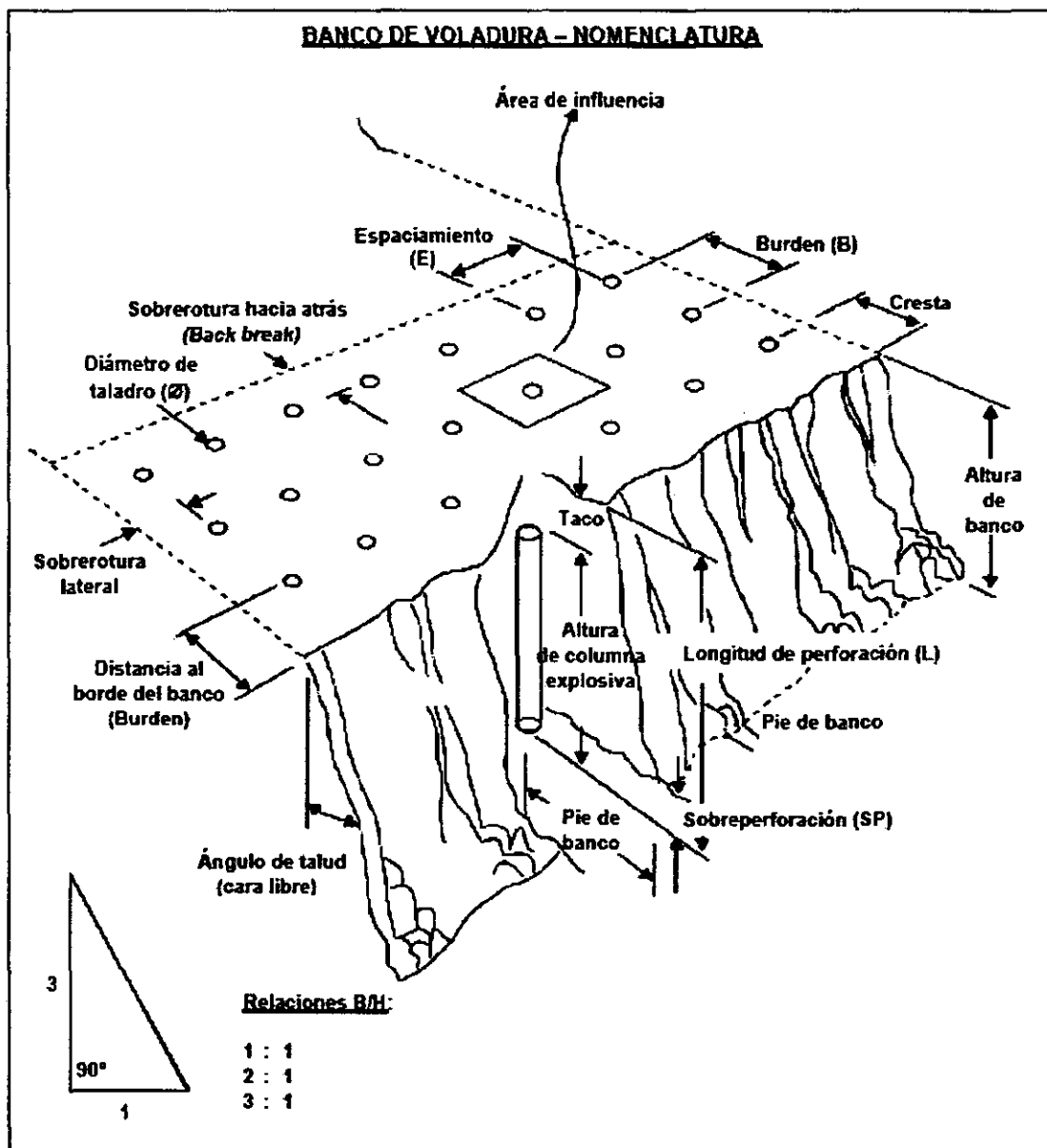
PARÁMETROS DE DISEÑO DE BANCO		Unidades
Angulo Interrampa	45°	Grados
Angulo de Talud	55°	Grados
Angulo Final del Pit	44°	Grados
Ancho de Rampa	25	m
Ancho de Berma	3.5	m
Área Mínima	50	m
Pendiente de Rampa	10	%
Altura de Banco	12	m
Ancho de Bancos	25	m
Factor de Seguridad	2-3	%

Fuente: Propia

ALTURA DE BANCOS

La altura de banco estará condicionada por el equipo de carga y la altura máxima que alcanza el cucharón; condición que permitirá establecer alturas de bancos operacionales de 12 m, esto acuerdo a planeamiento estratégico. En época de temporada lluviosa cambian las propiedades de la roca por lo tanto será menos estables, teniendo que reducirse las alturas de bancos tanto para Mineral como para estéril.

FIGURA N° 6.1 BANCO DE VOLADURA



CUADRO N°6.2 ALTURAS DE BANCOS

Altura de bancos	
Altura de Banco para Mineral	12 metros
Altura de Banco para Estéril	12 metros

Fuente: Propia

PLATAFORMAS DE TRABAJO

Las plataformas de trabajo se definirán de acuerdo a los espacios necesarios o anchura mínima del banco de trabajo ,es la suma de los espacios necesarios para el movimiento de la maquinaria que trabajan simultáneamente, de tal manera que sea suficientemente amplia para permitir que los volquetes y excavadoras maniobren con facilidad sin aproximarse innecesariamente al frente de arranque y mantengan una distancia mínima de seguridad de 5 metros al borde del banco en el desarrollo normal del trabajo.

FIGURA N°6.2 PLATAFORMAS DE MINADO



TALUD DE TRABAJO

Es un ángulo de 55° esto establecido por efecto de mejor estabilidad y seguridad en los bancos de trabajo.

ANCHO DE BANCO

El ancho de los bancos operacionales será 25 m, el cual se definirá de acuerdo al ancho de los equipos de perforación (Rock Drill) y a la producción diaria de Mineral.

DISEÑO DE ACCESOS

Se diseñara una rampa positiva estimada en 10% de 100 metros de longitud para acceder a nuevas plataformas de trabajos y una rampa negativa estimada en 10% para acceder a la profundización de la Mina ***ver figura N°6.3.***

FIGURA N°6.3 DISEÑO DE ACCESOS

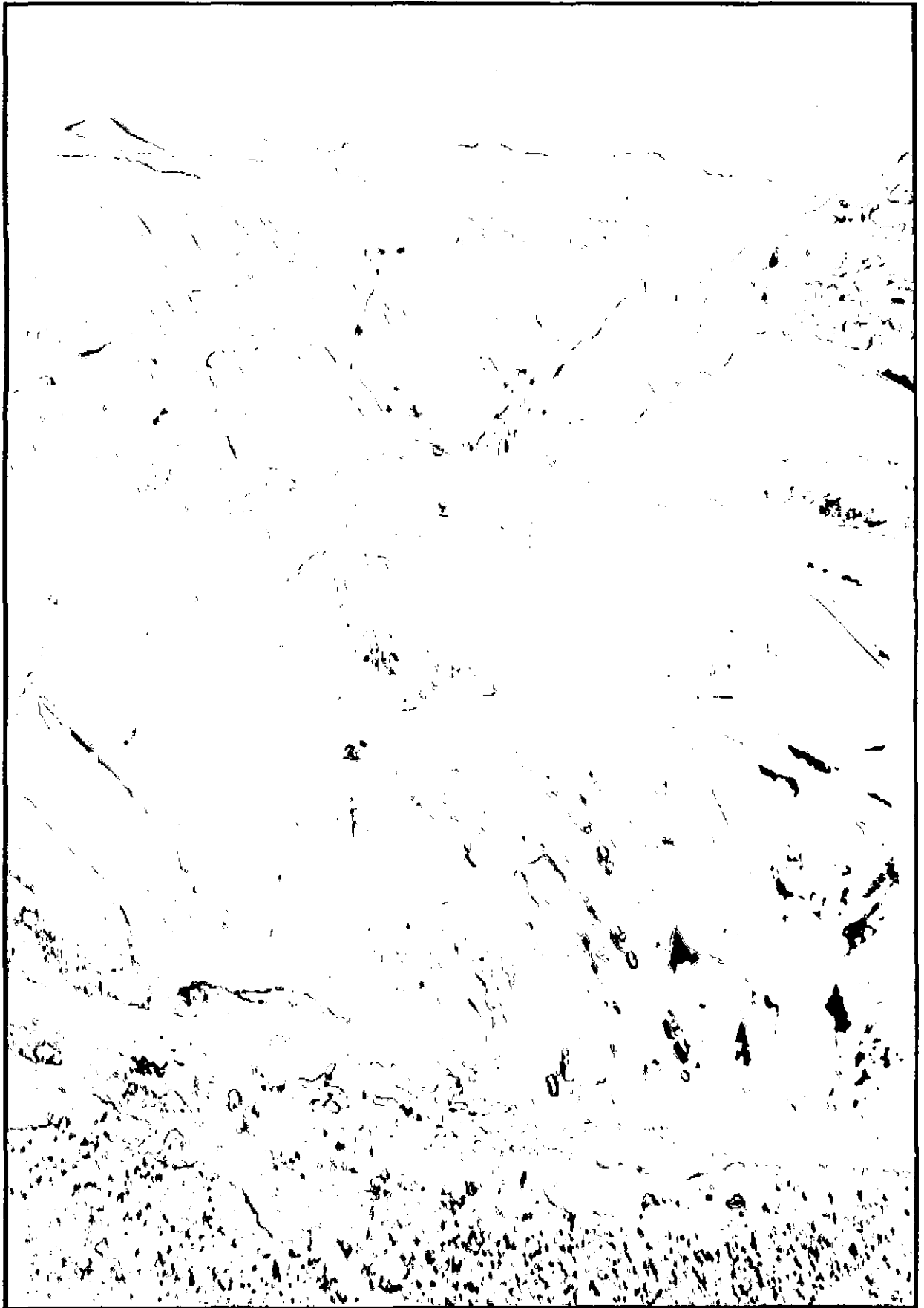
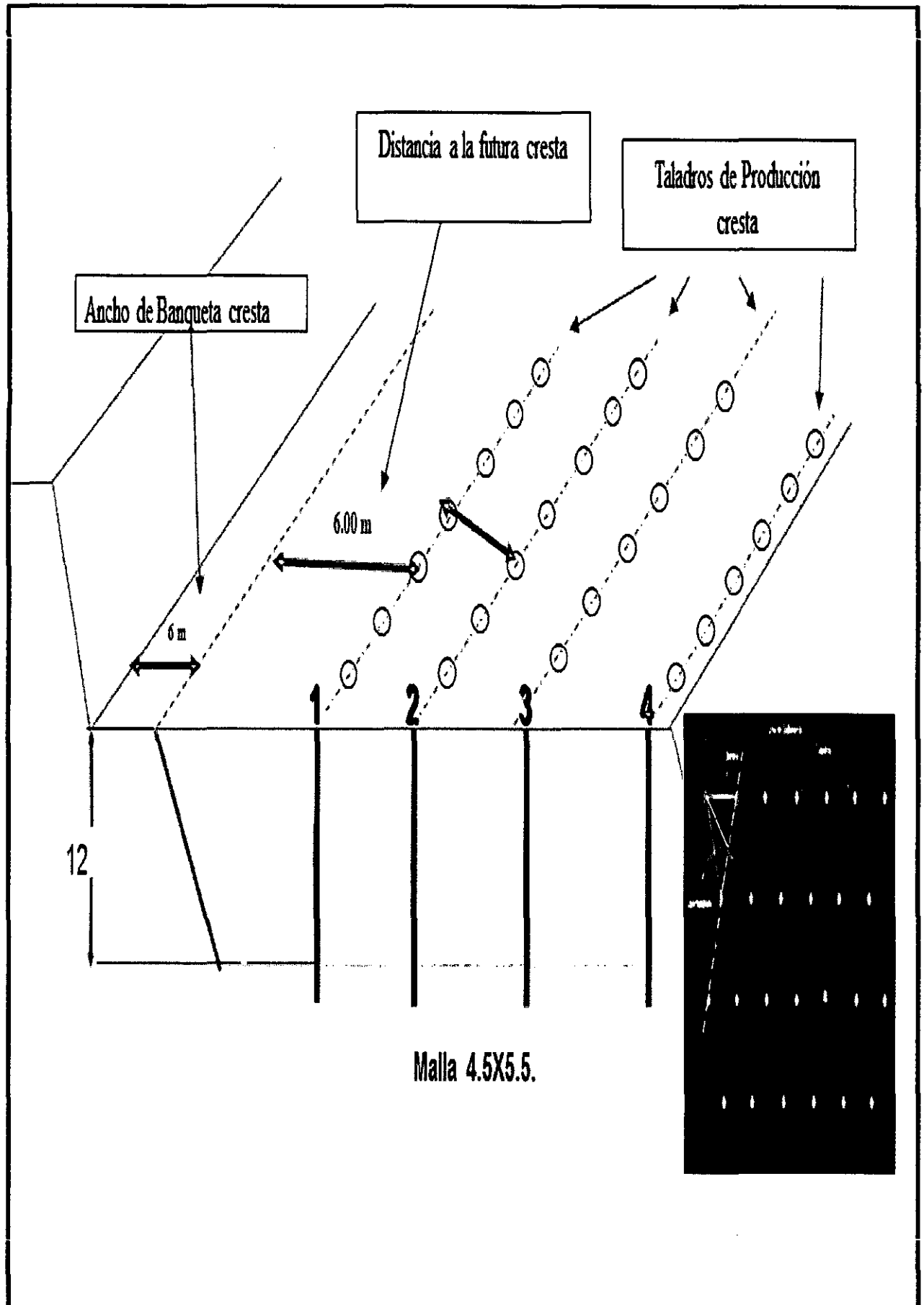


GRAFICO N°6.1 DISTRIBUCIÓN DE LA MALLA TRIANGULAR EN EL BANCO DE MINERAL



6.4 PARÁMETROS DE PERFORACIÓN

Los parámetros actuales y propuestos que se están realizando en la Compañía Minera San Simón son los siguientes:

TABLA N° 6.1 PARÁMETROS DE PERFORACIÓN PARA MINERAL

DESCRIPCION	TECNICA APLICADA
Diámetro de Perforación (Pulgadas.)	6 1/8
Burden (m)	4.5
Espaciamiento (m)	5.5
Altura de Banco (m)	12
Sobreperforación (m)	0.5
Angulo de Inclinação de los Taladros (Grados)	75°
Longitud de Taladro (m)	12.5
Longitud de Taco Inerte (m)	8
Malla Triangular de Aplicación (m)	4.5 m X 5.5 m

Fuente: Propia

TABLA N° 6.2 PARÁMETROS DE PERFORACIÓN PARA ESTÉRIL

DESCRIPCION	TECNICA APLICADA
Diámetro de Perforación (Pulgadas.)	6 1/8
Burden (m)	6
Espaciamiento (m)	6
Altura de Banco (m)	12
Sobreperforación (m)	0.5
Angulo de Inclinação de taladros (grados)	75°
Longitud de Taladro (m)	12.5
Longitud de Taco Inerte (m)	6
Malla Cuadrada Aplicada(m)	6 m X 6 m

Fuente: Propia

PERFORACIÓN

La Perforación es una de las principales operaciones unitarias que define resultados de una voladura, por eso el grado de eficiencia con que se realiza, es de vital importancia para el funcionamiento de los mismos.

Además también las voladuras son altamente influenciadas por la calidad de la perforación y determinan la productividad del ciclo de producción de la Mina, influenciado esencialmente por el tamaño de la fragmentación y por el grado de despiazamiento del disparo.

Para lograr un buen grado de eficiencia en la perforación, se capacitara al personal relacionado directamente con la Operación, para que cumplan con todos los lineamientos indicados por la supervisión. Además se les entregara una platilla de perforación de acuerdo a lo que se emplea, la malla triangular de 4.5 m x 5.5 m para mineral y malla cuadrada 6 mx6 m para estéril en los bancos 6368 m - 6318 m de la zona Suro Sur, en la cual se indicara todos los parámetros de perforación y se implementara una cartilla de datos en la cual se indicará la numeración de cada taladro así como la longitud y la inclinación de los mismo; incluyendo en esta el tamaño de sobreperforación proyectado desde el nivel del piso superior, todo esto con el propósito de cumplir con el objetivo real de la simetría y calidad de la perforación.

6.4.1 PLANTILLAS DE BARRENACIÓN

La plantilla de perforación está compuesta por; Burden, Espaciamiento, Sobre perforación y taco. En la tabla N° 6.3.4; N°6.3.5, se detalla los cálculos de la plantilla de perforación, el término "Calculo" se refiere al calculo que resulta al reemplazar los valores en la formula respectiva para cada parámetro y el término "Calculo ajustado" se refiere a los parámetros con los cuales se trabajara en este estudio de investigación; el ajuste del Burden está dentro del $\pm 10\%$ del calculado, el ajuste del Espaciamiento está dentro del $\pm 15\%$ de valor calculado, los cuáles son valores razonables, resultando con estos valores una relación de E/B de 1.2 y un factor de rigidez de H/B igual a 2.67.

MALLAS DE APLICACIÓN

La distribución de los taladros de una voladura ò malla de perforación, considerando básicamente la relación del bordo y espaciamiento y su directa vinculación con la profundidad. En la Mina la Virgen propone una distribución de los taladros con dos tipos de mallas :

MALLA CUADRADA

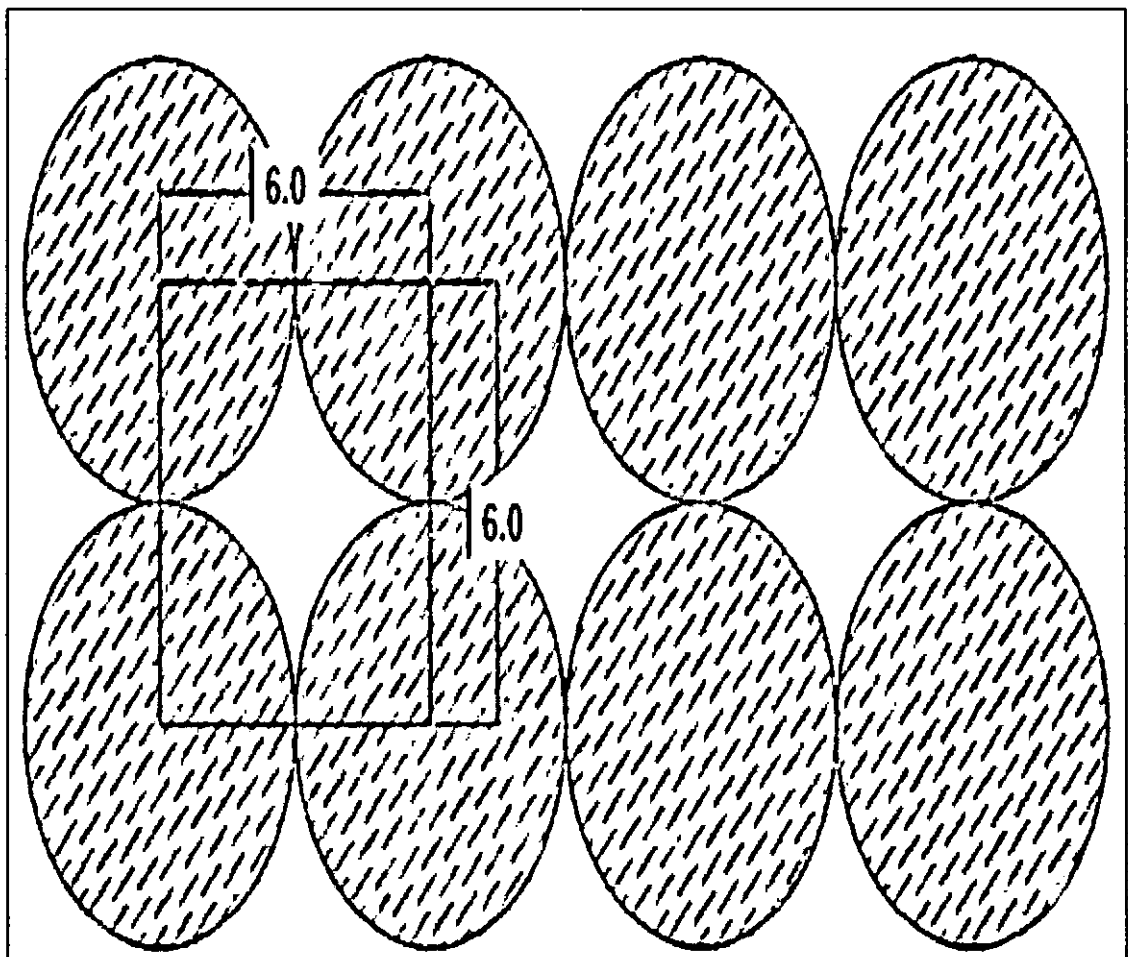
De acuerdo con la investigación realizada se ha llegado a la conclusión que la malla cuadrada permite reducir costos de perforación y voladura, para rocas con densidades bajas. Malla cuadrada 6 m x 6 m de acuerdo al método propuesto:

Dónde:

d =Espaciamiento 6 (m)

B= Bordo 6 (m)

FIGURA N°6.4 MALLA CUADRADA



MALLA TRIANGULAR

De acuerdo a esta malla, la distribución de los taladros en el espacio planteado de Barrenación, la malla triangular 4.5m X 5.5m se aplicará en la Mina la Virgen en los bancos de Mineral ,para efecto de una mejor granulometría y plataforma siguiente que se espera obtener.

Se plantea trabajar con la malla triangular en rocas duras por lo que es muy efectiva ya que proporciona la mejor distribución de la energía del explosivo en la roca y ejecución de su trabajo rompedor y eliminando voladuras secundarias y granulometría excesiva no planeada.

Dónde:

d =Espaciamiento (5.5m)

B= Bordo (4.5m)

FIGURA N° 6.5 MALLA TRIANGULAR

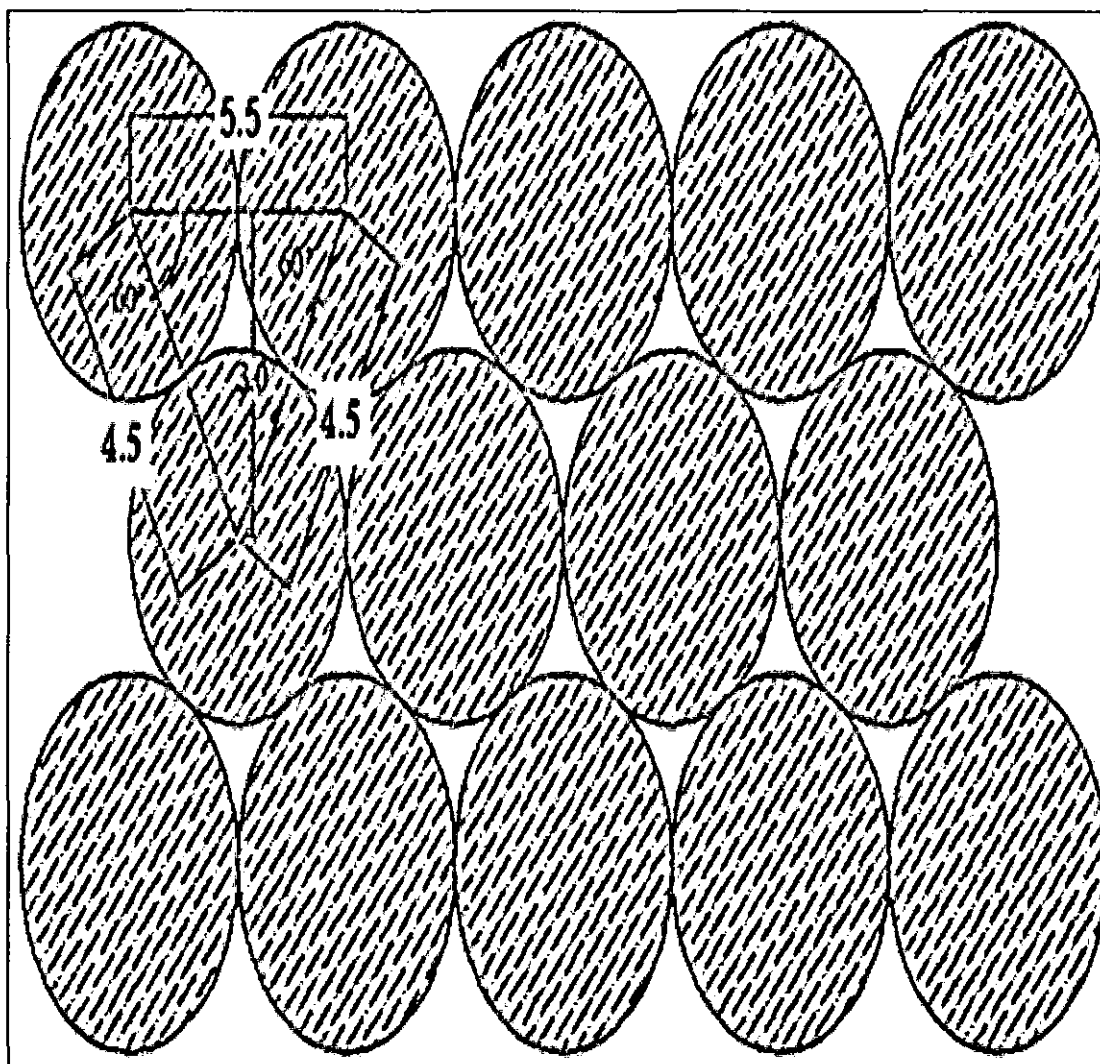




TABLA N° 6.3 CÁLCULO DEL NUEVO DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MINERAL

 COMPAÑÍA MINERA SAN RAMÓN S.A.		FORMULAS Y VALORES	CALC.	% AJUSTE (+)	CALCULO AJUSTADO	UNID.
DESCRIPCION						
BURDEN (B) - SEGÚN CONYA		$B = 8 \times 10^{-3} \times D \times \sqrt{\frac{STv}{SGF}}$	4.26			m
CORRECCION DE BURDEN						
Caso N°01.- Corrección por Número de Filas (Kr)						
-1 o 5 Filas de taladros		1				
-5 o más filas		0.9				
Caso N°02.- Por Depositacion De La Roca (Kd)						
-Estratificación dentro de la profundidad del corte		1.18				
-Estratificación dentro de la cara del corte		0.95				
Otros casos de depositación		1				
Caso N°03.- Corrección Por Estructuras Geológicas (Ks)						
-Roca altamente fracturada con estratos unidos por una cementación débil		1.3				
-Rocas con capas bien unidas y cementadas		1.1				
-Deposito masivo		0.95				
BURDEN CORREGIDO (BC)		$B * Kr * Kd * Ks$	4.5			m
SOBRE - PERFORACION (SP)		$0.3*B$	0.50			m
ESPACIAMIENTO (E) CADA TIPO DE VOLADURA						
Formula de factor de rigidez		Relación de rigidez				
Voladura Instantánea		HB/B<4	HB/B>4			
		$E=(HB+2xB)/3$	$E=2xB$			
Voladura retardada		$E=(HB+7xB)/8$	$E=1.4xB$			
CASO N°01.-En voladura con detonadores de retardos v ESPACIAMIENTO		$E=2xB$				
CASO N°02.- Iniciación retardada y bancos bajos ESPACIAMIENTO		$(HB+7B)/8$	5.5			m
CASO N°03.- Para una voladura instantánea de una ESPACIAMIENTO		$1.8*B$				
LONGITUD DEL TACO (T)		$0.7 * B$				m
(para material competente)						
LONGITUD DEL TACO (T)		$T=B$	4.5			m
(para material incompetente, con fisuras y fracturas abiertas)						

Fuente: Propia

TABLA N° 6.4 CALCULO DEL NUEVO DISEÑO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA ESTÉRIL

 COMPAÑIA MINERA SAN EDSON S.A.		FORMULAS Y VALORES	CALC.	% AJUSTE (+)	CALCULO AJUSTADO	UNID.							
DESCRIPCION													
BURDEN (B) - SEGÚN CONYA		$B = 8 \times 10^{-3} \times D \times \sqrt{\frac{STo}{SGr}}$	4.78			m							
CORRECCION DE BURDEN													
Caso N°01.- Corrección por Número de Filas (Kr)													
- 1 o cinco filas de taladros		1											
- 5 o más filas		0.9											
Caso N°02.- Por Depositación De La Roca (Kd)													
-Estratificación dentro de la profundidad del corte		1.18											
-Estratificación dentro de la cara del corte		0.95											
Otros casos de depositación		1											
Caso N°03.- Corrección Por Estructuras Geológicas (Ks)													
-Roca altamente fracturada con estratos unidos por una cementación débil		1.3											
-Rocas con capas bien unidas y cementadas		1.1											
-Deposito masivo		0.95											
BURDEN CORREGIDO (BC)		$B * Kr * Kd * Ks$	6.0		6.0	m							
SOBRE - PERFORACION (SP)		$0.3*B$	0.50			m							
ESPACIAMIENTO (E) CADA TIPO DE VOLADURA													
Formula de factor de rigidez													
Voladura Instantánea		<table><tr><th>HB/B<4</th><th>HB/B>4</th></tr><tr><td>$E=(HB+2xB)/3$</td><td>$E=2xB$</td></tr><tr><td>$E=(HB+7xB)/8$</td><td>$E=1.4xB$</td></tr></table>	HB/B<4	HB/B>4	$E=(HB+2xB)/3$	$E=2xB$	$E=(HB+7xB)/8$	$E=1.4xB$					
HB/B<4	HB/B>4												
$E=(HB+2xB)/3$	$E=2xB$												
$E=(HB+7xB)/8$	$E=1.4xB$												
Voladura retardada													
CASO N°01.-En voladura con detonadores de retardos y ESPACIAMIENTO		$E=2xB$											
CASO N°02.- Iniciación retardada y bancos bajos		$(HB+7B)/8$	6.0			m							
ESPACIAMIENTO CASO N°03.- Para una voladura ESPACIAMIENTO		$1.8*B$											
LONGITUD DEL TACO (T) (para material competente)		$0.7 *B$				m							
LONGITUD DEL TACO (T) (para material incompetente, con fisuras y fracturas abiertas)		$T=B$	6			m							

Fuente: Propia

6.4.2 DIÁMETRO

La selección del diámetro del taladro es crítica considerando que afecta a las especificaciones de los equipos de perforación, carga y acarreo, también al Burden, espaciamiento, distribución de la carga explosiva, granulometría de la fragmentación, tiempo a emplear en la perforación y en general a la eficiencia y economía de toda la operación.

El diámetro del barreno se mantendrá igual de 6 1/8 pulgada, como el cual estaba trabajando anteriormente tanto para bancos de mineral y estéril.

6.4.3 BORDO O BURDEN DE ACUERDO AL MÉTODO PROPUESTO

La selección del bordo apropiado es una de las decisiones más importantes que hay que hacer en cualquier diseño de voladuras. De todas las dimensiones de diseño en una voladura, el bordo es la más crítica según con investigaciones se llevó a cabo que la teoría y fórmula práctica de autor Konya para obtener un Burden que optimicé la perforación como en la voladura se relatara con dos diferentes fórmulas uno con el aspecto con la geología y otros parámetros y otro general. Bordo de acuerdo al método fórmula propuesta según Konya:

Fórmula del bordo aplicado para una emulsión con respecto a su potencia relativa.

$$B = 8 \times 10^{-3} \times D \times \sqrt[3]{\frac{STv}{SGr}}$$

Dónde:

B=Bordo (m)

D=Diámetro del barreno (mm)

STv=Potencia relativa por volumen (%)

SGr= Gravedad específica de la roca (Tn/m^3)

Datos:

D=Diámetro del barreno 6 1/8 pulgada (155.575mm)

STv=Potencia relativa por volumen (102%)

SGr= Gravedad específica Mineral (2.55 Tn/m³)

SGr= Gravedad específica Estéril (1.80 Tn/m³)

REEMPLAZANDO A LA FORMULA:

$$B = 8 \times 10^{-3} \times 155.575 \times \sqrt[3]{\frac{102}{2.55}}$$

$B = 4.2565m$ Para Mineral

$B = 4.7801m$ Para Estéril

Bordo según Corrección por condiciones geológicas en el siguiente cuadro:

CUADRO N° 6.3 CORRECCIÓN DE BURDEN

CORRECCIÓN DE BURDEN	VALOR
CASO N°01.- CORRECCIÓN POR NÚMERO DE FILAS (Kr)	
1 o cinco filas de taladros	1
5 o más filas	0.9
CASO N°02.- POR DEPOSITACION DE LA ROCA (Kd)	
Estratificación dentro de la profundidad del corte	1.18
Estratificación dentro de la cara del corte	0.95
Otros casos de depositación	1
CASO N°03.- CORRECCION POR ESTRUCTURAS GEOLOGICAS (Ks)	
Roca altamente fracturada con estratos unidos por una cementación débil	1.3
Rocas con capas bien unidas y cementadas	1.1
Deposito masivo	0.95

Fuente: Manual Konya

CORRECCIÓN POR CONDICIONES GEOLÓGICAS:

$$B' = K_d \times K_s \times B \times K_r$$

Dónde:

B' = Bordo corregido por condiciones geológicas.

B = Bordo para emulsiones para una emulsión con respecto a su potencia relativa.

K_s = Correcciones por el tipo de depositación

K_d = Corrección por estructuras geológicas

K_r = Correcciones por número de filas.

Datos:

$$B = 4.26 \text{ m}$$

$$K_r = 1$$

$$K_s = 1.10$$

$$K_d = 1$$

Aplicación de la fórmula:

➤ BORDO PROPUESTO PARA MINERAL

$$B' = 1.10 \times 1 \times 1 \times 4.26 \text{ m}$$

$$B' = 4.5 \text{ m}$$

➤ BORDO PROPUESTO PARA ESTÉRIL

$$B' = 1.30 \times 1 \times 1 \times 4.78 \text{ m}$$

$$B' = 6 \text{ m}$$

COMPARACIÓN DEL ÍNDICE DE RIGIDEZ

Equivale a la Altura del banco dividido por el Burden. Si el índice es mayor a 2, entonces la masa de rocosa será menos rígida y tendrá mayor grado de fragmentación y los efectos adversos minimizaran ayudando a optimizar los costos.

$$IR = \frac{H_{bc}}{B'}$$
$$IR = \frac{12 \text{ m}}{4.5 \text{ m}}$$

$$IR = 2.67$$

De acuerdo al Cuadro de Comparación de Índice de Rigidez, el valor obtenido de 2.67 nos indica una buena Fragmentación y buen Control en la Voladura.

COMPARACIÓN DEL ÍNDICE DE RIGIDEZ

RELACIÓN DE RIGIDEZ	1	2	3	4
Fragmentación	Pobre	Regular	Buena	Excelente
Sobre presión	Severa	Regular	Buena	Excelente
Roca en vuelo	Severa	Regular	Buena	Excelente
Vibración del terreno	Severa	Regular	Buena	Excelente
Comentarios	Rompimient o trasero severo y problemas de piso. No se dispare vuelva a diseñar.	Rediseñe si es posible	Buen control y fragmentación	No hay mayores beneficios con el incremento de la relación de rigidez arriba de cuatro

Fuente: Manual de Konya

6.4.4 ESPACIAMIENTO

Es la distancia de una misma fila que se disparan con un mismo retardo o con retardos diferentes y mayores en la misma fila.

Se calcula en relación con la longitud del Burden, a la secuencia de encendido y el tiempo de retardo entre taladros.

Al igual que con el Burden, espaciamientos muy pequeños producen exceso de trituración y caracterización en la boca del taladro, lomos al pie de la cara bloques de gran tamaño en el tramo del Burden a otro lado, espaciamientos excesivos produce fracturación inadecuada, lomos al pie del banco y nueva cara libre frontal muy irregular.

Para hallar el espaciamiento de acuerdo al modelo de Konya se utiliza la siguiente fórmula:

El nuevo espaciamiento planeado

$$S = \frac{H_{bc} + 7(B)}{8}$$

Dónde:

S= Espaciamiento (m)

Hbc = Altura de banco (m)

B= Burden o bordo (m)

ESPACIAMIENTO UTILIZADO PARA EL MINERAL

Datos:

S= Espaciamiento (m)

Hbc = Altura de banco (12 m)

B= Burden o bordo (4.5 m) $S = \frac{12+7(4.5)}{8}$ S=5.50 m

ESPACIAMIENTO UTILIZADO PARA ESTÉRIL (CARBÓN)

Datos:

S= Espaciamiento (m)

Hbc = Altura de banco (12 m)

B= Burden o bordo (6 m) $S = \frac{12+7(6)}{8}$ S=6 m

6.4.5 ALTURA DE BANCO (H)

En bancos en la Compañía Minera San Simón varía las alturas de acuerdo a su propósito donde se va a perforar; para bancos de Mineral la altura es de 12 m y para bancos de estéril (Carbón) la altura es de 12 m, esto establecido por los equipos de carguío de acuerdo a planeamiento estratégico.

En época de temporada lluviosa cambian las propiedades de la roca por lo tanto será menos estables, tiendo que reducirse las alturas.

CUADRO N° 6.4 ALTURAS DE BANCOS DE ACUERDO A SU APLICACIÓN

Altura de bancos	
Altura de Banco para Mineral	12 metros
Altura de Banco para Estéril	12 metros

Fuente: Propla

6.4.6 SOBUPERFORACIÓN

En estructuras sedimentarias de estratos planos o rocas de baja dureza requieren poca sobreperforación, diseños con factores de rigidez menor de dos, típicamente requieren más sobre perforación para lograr quebrar. Para mejorar la fragmentación la carga iniciadora del barreno (booster) debería quedar cerca al nivel de piso, la sobre perforación debería ser minimizada lo más posible para reducir el daño en el nivel inferior y controlar costos, para disminuir daño al collar del barreno del banco inferior, claro está que esto depende de la geología del terreno, dureza de la roca.

En este caso se mantendrá la misma longitud de Sobreperforación sería de 0.5 m.

6.4.7 LONGITUD DE TALADRO

La longitud propuesta es mucho mayor que la anterior altura total del taladro con esta nueva longitud ayudara a mover más material roto.

$L_t = \text{Altura de banco} + \text{sobre perforación}$

$L_t = 12 \text{ m} + 0.5 \text{ m}$

$L_t = 12.5 \text{ m}$

LA INCLINACIÓN DE LOS TALADROS

Por tales razones; la inclinación de los taladros es de 75° respecto a la horizontal por estabilidad, se trabajará con perforación inclinada para controlar el efecto de pateo en el última fila y generando mayor rompimiento y estabilidad al talud del banco.

6.4.8 VOLUMEN POR TALADRO

Volumen de material roto que genera al detonar un taladro en metros cúbicos Para Mineral, el material generado será:

Dónde:

V=Volumen a romper por taladro (m³)

B=Burden (m)

E=Espaciamiento (m)

H=Altura de banco (m)

$$V = (B \times E \times H) = m^3 \text{ por taladro}$$

$$V = (4.5 \text{ m} \times 5.5 \text{ m} \times 12 \text{ m}) = 297 \text{ m}^3 \text{ por taladro}$$

Volumen de material que genera al romper un taladro en metros cúbicos para Mineral y estéril generado será:

$$V = (B \times E \times H) = m^3 \text{ por taladro}$$

$$V = (4.5 \text{ m} \times 5.5 \text{ m} \times 12 \text{ m}) = 297 \text{ m}^3 \text{ de mineral / taladro}$$

$$V = 297 \text{ m}^3 \times 2.55 \frac{\text{Tn}}{\text{m}^3} = 757.35 \text{ Tn de mineral / taladro}$$

$$V = (6 \text{ m} \times 6 \text{ m} \times 12 \text{ m}) = 432 \text{ m}^3 \text{ de estéril / taladro}$$

Se aprecia que el volumen de material roto aumento de 13000 a 26000 Tn de Mineral se duplico el metraje esto permitiendo un aumento en la producción y la optimización de costos en la perforación y voladura y en los siguientes procesos pos voladura.

6.5 DISEÑO DE CARGA

Es la distribución de carga en la columna explosiva en el taladro. El nuevo diseño se obtuvo una optimización en el cargado del explosivo por taladro, minimizando de 25 kg a 20 kg promedio de explosivo, resultando una reducción de los costos de explosivo por material volado por proyecto.

CUADRO N° 6.5 PARÁMETROS DE DISEÑO DE CARGA

<div style="display: flex; justify-content: space-between; align-items: center;"> <div style="text-align: center;">  <p>COMPAÑÍA MINERA SAN EDMUNDO S.A.</p> </div> <div> <p>PARÁMETROS DE DISEÑO DE CARGA</p> </div> </div>		
DESCRIPCIÓN	FORMULA	VALOR
Longitud de Carga (m)	$LC = L - LTSC$	7.5-8.0
Columna Explosiva		SAN-G
Cebo Booster de 1 Lb		
Densidad Explosivo SAN (gr/cc)		0.90-1.20
Factor de Carga Lineal (Kg/m)	$FCL(3.5'') = \frac{0.7853 \cdot 10^6}{3 \cdot De \cdot \phi^2}$	17-23
Explosivo Total por Taladro (Kg)		111-182
Volumen por Taladro (m3/Tal.)	$VOL.TAL = B \cdot E \cdot H$	73.5
Factor de Potencia (Kg/m3)	$FC = WT/VOL.TAL$	0.25-0.61
Densidad de Roca (Kg/m3.)		1.80-2.55

Fuente: Propia

FIGURA N° 6.6 DISEÑO DE CARGA PARA MINERAL

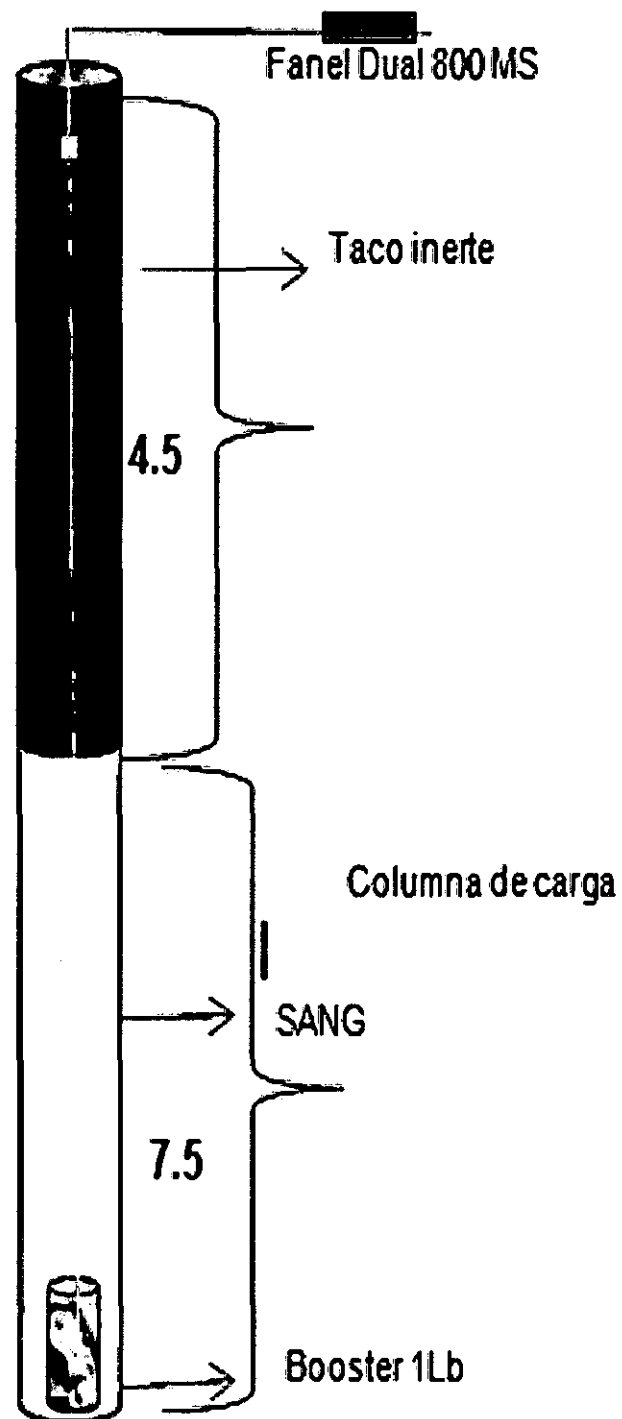
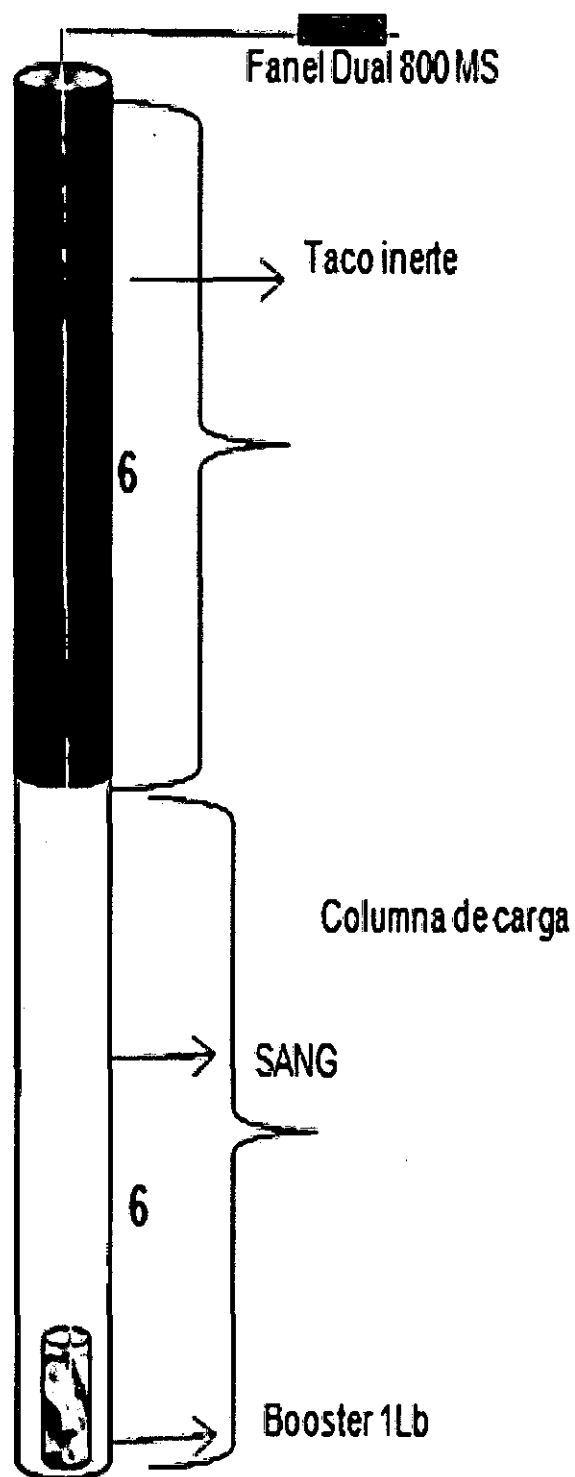


FIGURA N°6.7 DISEÑO DE CARGA PARA ESTÉRIL



6.5.1 DENSIDAD DE CARGA DE EXPLOSIVOS

La densidad propuesta varía de acuerdo a la litología del terreno y las condiciones que se presentan, como la presencia de agua esto genera por ende que los taladros se presenten inundados y generando una resistencia estática en el taladro, por lo tanto resulta que la densidad del explosivo sea mayor a 1gr/cc para que no pierda su propiedad y fuerza rompedora, la litología varía mucho en la Mina la Virgen, en rocas duras se aplicará la densidad (0.98 gr/cc) y en presencia de aguas en los taladros, que han sido uno de los problemas que se presentaba por lo cual se utilizará una densidad (1.10 a 1.20 gr/cc) si presentan estas condiciones y en rocas suaves la densidad será desde (0.90 -0.95 gr/cc).

CUADRO N°6.6 DENSIDADES DEL EXPLOSIVO

DENSIDAD DEL EXPLOSIVO					UNIDADES
0.90	0.95	0.98	1.10	1.20	gr/cm ³

Fuente: Propia

6.5.2 DENSIDAD LINEAL

Es la cantidad de kilogramo de explosivos por metro lineal que necesitaría para fragmentar la roca. Se expresa en kilogramos según la densidad del explosivo y la litología que se presente y las complejidades se proponen lo siguiente:

Para Mineral se presenta una densidad de explosivo para roca dura (0.98 - 1.10gr/cc) y roca suave (0.90-0.95gr/cc)

$$QBK \left(\frac{Kg}{m} \right) = d_{exp} \times 0.507 \times d^2$$

Dónde:

$$QBK = \text{Densidad lineal} \left(\frac{Kg}{ml} \right)$$

d_{exp} = Densidad del explosivo (gr/cc)

d = Diámetro del taladro

CUADRO N°6.7 DENSIDAD LINEAL

DENSIDAD EXPLOSIVO						
	0.90	0.95	0.98	1.10	1.20	gr/cm³
Cantidad de explosivo	17.12	18.07	18.64	20.92	22.83	kg

Fuente: Propia

DENSIDAD LINEAL PARA ROCA SUAVE O ESTÉRIL

DENSIDAD LINEAL (0.90 gr/cc)

Datos:

$$Q_{exp} = \text{Densidad lineal} \left(\frac{\text{Kg}}{\text{ml}} \right)$$

$$d_{expl} = \text{Densidad del explosivo (0.98 gr/cc)}$$

$$d = \text{Diámetro del taladro (6.125 Pulgadas)}$$

$$Q_{exp} \left(\frac{\text{Kg}}{\text{ml}} \right) = 0.90 \text{ gr/cc} \times 0.507 \times (6.125 \text{ pulg})^2$$

$$Q_{exp} = 17.12 \left(\frac{\text{Kg}}{\text{ml}} \right)$$

DENSIDAD LINEAL (0.95 gr/cc)

Datos:

$$Q_{exp} = \text{Densidad lineal} \left(\frac{\text{Kg}}{\text{ml}} \right)$$

$$d_{expl} = \text{Densidad del explosivo (0.95 gr/cc)}$$

$$d = \text{Diámetro del taladro (6.125 Pulgadas)}$$

$$Q_{exp} \left(\frac{\text{Kg}}{\text{ml}} \right) = 0.95 \text{ gr/cc} \times 0.507 \times (6.125 \text{ pulg})^2$$

$$Q_{exp} = 18.07 \left(\frac{\text{Kg}}{\text{ml}} \right)$$

DENSIDAD LINEAL PARA ROCA DURA O MINERAL

DENSIDAD DEL EXPLOSIVO (0.98 gr/cc)

Datos:

$$Q_{\text{exp}} = \text{Densidad lineal} \left(\frac{\text{Kg}}{\text{ml}} \right)$$

$$d_{\text{expl}} = \text{Densidad del explosivo (0.98 gr/cc)}$$

$$d = \text{Diámetro del taladro (6.125 Pulgadas)}$$

$$Q_{\text{exp}} \left(\frac{\text{Kg}}{\text{ml}} \right) = 0.98 \text{ gr/cc} \times 0.507 \times (6.125 \text{ pulg})^2$$

$$Q_{\text{exp}} = 18.64 \left(\frac{\text{Kg}}{\text{ml}} \right)$$

DENSIDAD DEL EXPLOSIVO (1.10 gr/cc)

Datos:

$$Q_{\text{exp}} = \text{Densidad lineal} \left(\frac{\text{Kg}}{\text{ml}} \right)$$

$$d_{\text{expl}} = \text{Densidad del explosivo (0.98 gr/cc)}$$

$$d = \text{Diámetro del taladro (6.125 Pulgadas)}$$

$$Q_{\text{exp}} \left(\frac{\text{Kg}}{\text{ml}} \right) = 1.10 \text{ gr/cc} \times 0.507 \times (6.125 \text{ pulg})^2$$

$$Q_{\text{exp}} = 20.92 \left(\frac{\text{Kg}}{\text{ml}} \right)$$

DENSIDAD DEL EXPLOSIVO (1.20 gr/cc)

Datos:

$$Q_{\text{exp}} = \text{Densidad lineal} \left(\frac{\text{Kg}}{\text{ml}} \right)$$

$$d_{\text{expl}} = \text{Densidad del explosivo (1.20 gr/cc)}$$

$$d = \text{Diámetro del taladro (6.125 Pulgadas)}$$

$$Q_{\text{exp}} \left(\frac{\text{Kg}}{\text{ml}} \right) = 1.20 \text{ gr/cc} \times 0.507 \times (6.125 \text{ pulg})^2$$

$$Q_{\text{exp}} = 22.82 \left(\frac{\text{Kg}}{\text{ml}} \right)$$

6.5.3 TACO

La distancia del taco se refiere a la proporción superior del barreno que normalmente se rellena con material inerte para confinar los gases de la explosión. Para que una carga explosiva de alto poder rompedor funcione adecuadamente y libere la máxima de energía, la carga debe encontrarse confinada dentro del barreno. Es necesario para controlar la sobrepresión de aire y la roca en vuelo.

La profundidad del taladro tiene gran influencia en el diseño de un disparo. Si los taladros fueran cargados en su profundidad total; los gases producidos por la detonación de las mezclas explosivas, se escaparían precisamente de la parte superior de los taladros produciéndose el lanzamiento de rocas.

Por tanto se cargar con detritos (taco) en la parte superior de los taladros para evitar la fuga prematura de los gases producidos por la detonación de las mezclas explosivas.

La altura de taco propuesto para mantener más tiempo posible la energía del explosivo, sería igual al bordo por el motivo permitirá mantener más tiempo los gases y efectuando su proceso mecánico y efecto rompedor que el material inerte es de la mismos detritos de la perforación que se está utilizando.

La relación común para la determinación del taco es:

Para Mineral

$$T = B$$

$$T = 4.5 \text{ m}$$

Para Estéril

$$T = B$$

$$T = 6 \text{ m}$$

6.5.4 LONGITUD DE CARGA

La longitud de explosivo en el taladro será 7.5 - 8.0 metros para Mineral y para roca estéril o suave 6.0 metros de SANG esto generada por una carga confinada.

6.5.5 CANTIDAD DE EXPLOSIVO

Es la cantidad total de explosivo para ser cargado en el taladro se le denominara columna explosiva, con el nuevo diseño se optimizo considerablemente la cantidad de explosivo en su totalidad de emulsión para que realice su trabajo se ve en el siguiente cuadro N°6.8 Densidad total por taladro:

$$Q_{tal} = Q_{exp} * (L - T)$$

Dónde:

Q_{tal} = Cantidad de Carga total por Taladro, kg/taladros

Q_{exp} = Densidad lineal de carga Explosiva, kg/ml.

L = Longitud del Taladro, en m.

T = Taco, en m.

Datos:

Q_{tal} = Cantidad de Carga total por Taladro, kg/taladros

Q_{exp} = Densidad lineal de carga Explosiva, 0.90 a 1.20 kg/ml.

L = Longitud del Taladro, en 12.5 m.

T = Taco, en 4.5 m.

CUADRO N°6.8 CANTIDAD DE EXPLOSIVO TOTAL POR TALADRO

CANTIDAD DE CARGA DE EXPLOSIVO TOTAL POR TALADRO					UNIDADES
0.90	0.95	0.98	1.10	1.20	gr/cm ³
111.28	117.45	149.12	167.12	182.64	kg

Fuente: Propia

DENSIDAD PARA ROCA SUAVE O ESTÉRIL

CANTIDAD DE CARGA TOTAL DE EXPLOSIVO POR TALADRO (0.90 gr/cc)

Datos:

Q_{tal} = Cantidad de carga total de explosivo por taladro, kg/taladros

Q_{exp} = Densidad lineal de carga Explosiva, 17.12 kg/ml.

L = Longitud del Taladro, en 12.5 m.

T = Taco, en 6.0 m.

$$Q_{tal} = 17.12 \left(\frac{kg}{ml} \right) * (12.5 \text{ m} - 6.0 \text{ m})$$
$$Q_{tal} = 111.28 \text{ kg}$$

DENSIDAD DE CARGA TOTAL DE EXPLOSIVO POR TALADRO (0.95 gr/cc)

Datos:

Q_{tal} = Cantidad de carga total de explosivo por taladro, kg/taladros

Q_{exp} = Densidad lineal de carga Explosiva, 18.07 kg/ml.

L = Longitud del Taladro, en 12.5 m.

T = Taco, en 6.0 m.

$$Q_{tal} = 18.07 \left(\frac{kg}{ml} \right) * (12.5 \text{ m} - 6.0 \text{ m})$$
$$Q_{tal} = 117.45 \text{ kg}$$

DENSIDAD PARA ROCA DURA O MINERAL

CANTIDAD DE CARGA TOTAL DE EXPLOSIVO POR TALADRO (0.98 gr/cc)

Datos:

Q_{tal} = Cantidad de carga total de explosivo por taladro, kg/taladros

Q_{exp} = Densidad lineal de carga Explosiva, 18.64 kg/ml.

L = Longitud del Taladro, en 12.5 m.

T = Taco, en 4.5 m.

$$Q_{tal} = 18.64 \left(\frac{kg}{ml} \right) * (12.5 \text{ m} - 4.5 \text{ m})$$
$$Q_{tal} = 149.12 \text{ kg}$$

CANTIDAD DE CARGA TOTAL DE EXPLOSIVO POR TALADRO (1.10 gr/cc)

Datos:

Q_{tal} = Cantidad de Carga total de explosivo por Taladro, kg/taladros

Q_{exp}= Densidad lineal de carga Explosiva, 20.89 kg/ml.

L= Longitud del Taladro, en 12.5 m.

T= Taco, en 4.5 m.

$$Q_{tal} = 20.89 \left(\frac{\text{kg}}{\text{ml}} \right) * (12.5 \text{ m} - 4.5 \text{ m})$$

$$Q_{tal} = 167.12 \text{ kg}$$

CANTIDAD DE CARGA TOTAL DE EXPLOSIVO POR TALADRO (1.20 gr/cc)

Datos:

Q_{tal} = Cantidad de carga total de explosivo por taladro, kg/taladros

Q_{exp}= Densidad lineal de carga Explosiva, 22.83kg/ml.

L= Longitud del Taladro, en 12.5 m.

T= Taco, en 4.5 m.

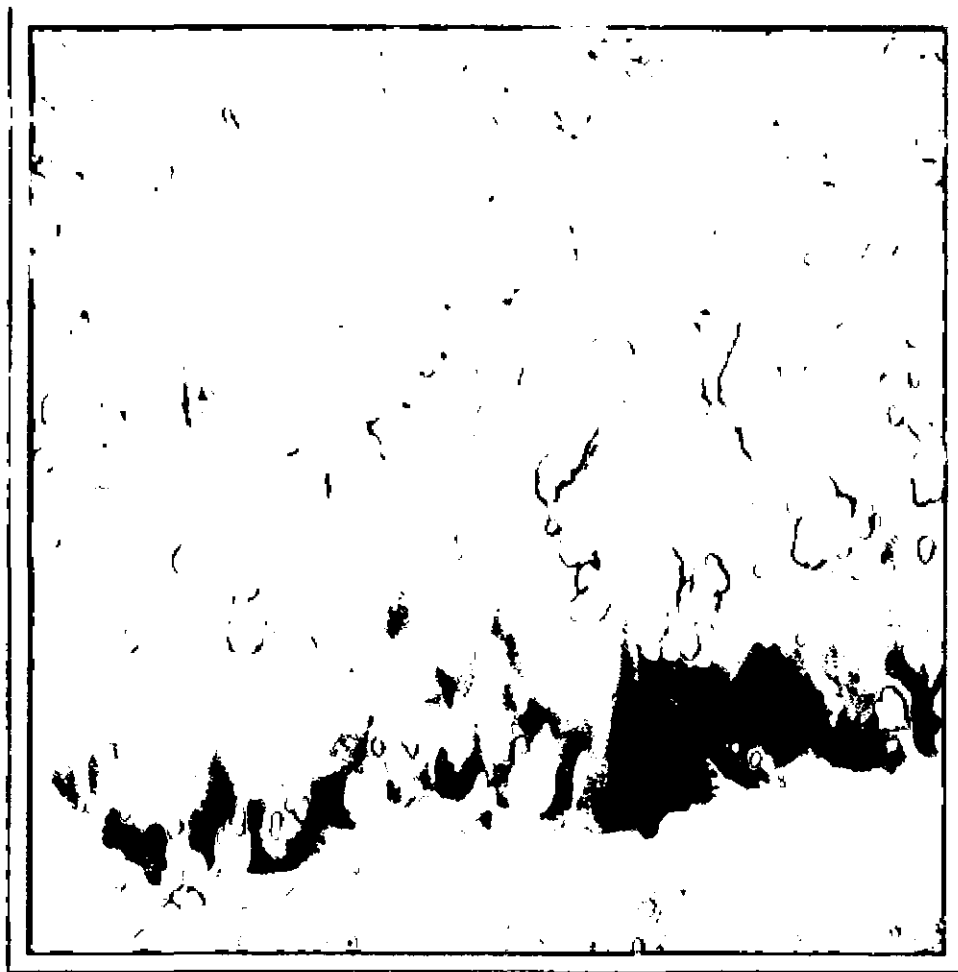
$$Q_{tal} = 22.83 \left(\frac{\text{kg}}{\text{ml}} \right) * (12.5 \text{ m} - 4.5 \text{ m})$$

$$Q_{tal} = 182.64 \text{ kg}$$

6.6 VOLADURA

La voladura es una de las primeras Operaciones que se realiza en la Mina la Virgen y su propósito es de romper la roca y obtener una granulometría fina. Se perfora en el lugar ya asignado, con una altura perforación de 12 metros para Mineral y 12 m para Estéril, en una área de longitud de 50 a 100 metros con una ancho de banco 25 metros. Se emplea taladros de 6 1/8 pulgadas de diámetro y con 12.5 m de profundidad, se implica la malla triangular de 4.5 m x 5.5 m para Mineral y malla cuadrada 6 m x 6 m para Estéril, en los bancos 6368 m - 6318 m de la zona Suro Sur, con un booster de 1 libra como cebo y como agente explosivo la emulsión gasificada (SANG) como columna de carga, Detonadores no eléctricos (Faneles duales) con periodo de retardo de 800 ms en el fondo y retardos de 25 ms en la superficie, Mecha de Seguridad y fulminante común N°08. Se realiza el amarre y las conexiones y de luego la iniciación para volar los taladros.

FIGURA N° 6.8 VOLADURA DE APLICACIÓN



6.6.1 EXPLOSIVOS

En la Mina la Virgen se utiliza como explosivo el SANG es una emulsión gasificada de alto grado de rompimiento y su potente VOD llega alcanzar hasta 5500 m/s y una densidad específica de 0.90-1.35 g/cc.

Sabiendo que el SANG (solución acuosa de nitrato gasificable) utilizado tiene una propiedad de elevarse 90 cm en 20 minutos esto permite de reducir menos explosivo en la columna explosiva.

- Las ventajas de usar el SANG se tiene: Puede utilizar en terrenos secos, húmedos o inundados y con rocas de diferentes durezas.
- Al cargar los taladros, la columna explosiva se acopian por completo, desarrollando con dicha condición toda la energía que se deposita en ellas.
- Su uso representa un trabajo seguro, toda vez que la matriz oxidante se sensibiliza al final de la unidad mecanizada; vale decir que se trata de un producto no explosivo antes de ingresar en los taladros.
- Puede ser cargado a diferentes densidades y energías, para cumplir siempre con el objetivo de producir una buena fragmentación y mejorar la productividad desde la Mina hasta su disposición en las chanchas de lixiviación.
- Por su alto poder rompedor es posible ampliar las plantillas de perforación y reducir costos involucrados.

CUADRO N°6.9 ESPECIFICACIONES TÉCNICAS DEL SANG

ESPECIFICACIONES TÉCNICAS DEL SAN-G	UNID.	GANG
Densidad Relativa de la matriz	gr/cc	1.35
Densidad relativa de la matriz sensibilizada	gr/cc	0.90 a 1.20
Velocidad de detonación de la matriz sensibilizada	m/s	4 600 a 5 500
Presión de detonación	kbar	48 a 91
Energía	kcal/kg	610
Volumen normal de gases	l/Kg	1020
Potencia relativa en peso	%	70
Potencia relativa en volumen	%	102
Resistencia al agua		Excelente
Categorías de humos		Primera
Diámetro critico de taladro	mm	76 (3 pulga)
Tiempo de espera en el taladro	Días	7

Fuente: Famesa

6.6.2 ACCESORIOS

Para que un explosivo detone se requiere una cierta energía de iniciación, la cual se puede ser suministrado en forma de calor, fricción, impacto, onda de choque, etc. Distintos explosivos (SANG) requiere distintas energías de iniciación .El sistema de iniciación no solo controla la secuencia de salida de los barrenos , si no también afecta la cantidad de vibración ,fragmentación , Fracturamiento posterior y violencia que pueda ocurrir en una voladura de impacto al medio ambiente. Se utilizara booster de 1 Lb (0.45 kg.) Como cebo de fondo se primado con un Fanel dual 800/25 ms, retardos Fanel Ctd de acuerdo al tiempo de iniciación que se planea por último se añade un Carmex para iniciar el chispeo del proyecto. Los accesorios utilizados en la Compañía Minera san simón son los siguientes:

CUADRO N°6.10 ACCESORIOS

ACCESORIOS
Cordón detonante 3P
Booster de 1 Lb
Carmex
Fanel Dual 800/25 ms
Fanel CTD 0 ms
Fanel CTD 17 ms
Fanel CTD 42 ms
Fanel CTD 65ms
Fanel CTD 109ms

Fuente: Famesa

6.6.3 FACTOR DE POTENCIA

El factor de potencia se define como la cantidad de explosivo usado para fragmentar un metro cubico de roca y es expresado en kg/m³.

El factor de potencia para la técnica aplicada en el nuevo diseño, para roca suave o estéril se estima de 0.25-0.27 kg/m³ y para roca dura y de mineral 0.50-0.61 kg/m³.

$$Fp = (Q_{tal} \left(\frac{kg}{taladro} \right) / (B \times E \times H))$$

Dónde:

Fp= Factor de potencia

Q_{tal}= Cantidad de carga total de explosivo por taladro (kg/taladro)

B=Burden (m)

E=Espaciamiento (m)

H=Altura de banco (m)

PARA ROCAS DURAS Y MINERAL:

FACTOR DE POTENCIA PARA DENSIDAD (0.98 gr/cc)

Datos:

Fp= Factor de potencia 0.50 kg/m³

Qtal= Cantidad total de carga explosiva por taladro 149.12 (kg/taladro)

B=4.5 (m)

E=5.5 (m)

H=12 (m)

$$Fp = (149.12 \text{ kg} / 4.5 \text{ m} \times 5.5 \text{ m} \times 12 \text{ m}) \quad Fp = 0.50 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

FACTOR DE POTENCIA PARA DENSIDAD (1.10 gr/cc)

Datos:

Fp= Factor de potencia 0.56 kg/m³

Qtal= Cantidad total de carga explosiva por taladro; **167.12** (kg/taladro)

B=4.5 (m)

E=5.5 (m)

H=12 (m)

$$Fp = (167.12 \text{ kg} / 4.5 \text{ m} \times 5.5 \text{ m} \times 12 \text{ m})$$

$$Fp = 0.56 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

FACTOR DE POTENCIA PARA DENSIDAD (1.20 gr/cc)

Datos:

Fp= Factor de potencia 0.61 kg/m³

Qtal= Cantidad total de carga explosiva por taladro; **182.64** (kg/taladro)

B=4.5 (m)

E=5.5 (m)

H=12 (m)

$$Fp = (182.64 \text{ kg} / 4.5 \text{ m} \times 5.5 \text{ m} \times 12 \text{ m})$$

$$Fp = 0.61 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

PARA ROCAS SUAVES O ESTÉRILES:

FACTOR DE POTENCIA PARA DENSIDAD (0.90 gr/cc)

Datos:

Fp= Factor de potencia; 0.25 kg/m³

Qtal= Cantidad total de carga explosiva por taladro; 111.28 (kg/taladro)

B=6 (m)

E=6 (m)

H=12 (m)

$$Fp = (111.28\text{kg} / 6\text{m} \times 6\text{m} \times 12\text{m})$$

$$Fp = 0.25 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

FACTOR DE POTENCIA PARA DENSIDAD (0.95 gr/cc)

Datos:

Fp= Factor de potencia; 0.27 kg/m³

Qtal= Cantidad total de carga explosiva por taladro; 117.45 (kg/taladro)

B=6 (m)

E=6 (m)

H=12 (m)

$$Fp = (117.45\text{kg} / 6\text{m} \times 6\text{m} \times 12\text{m})$$

$$Fp = 0.27 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

CUADRO N°6.11 FACTOR DE POTENCIA

FACTOR DE POTENCIA					UNIDADES
0.90	0.95	0.98	1.10	1.20	gr/cm ³
0.25	0.27	0.50	0.56	0.61	Kg/m ³

Fuente: Propio

6.6.4 PATRÓN DE RETARDO

La secuencia de retardo (secuenciación) consiste en detonar los taladros en secuencias de tiempo predeterminados. Para obtener una secuencia de retardo se utilizaran detonadores no eléctricos, o cordón detonante y retardos superficiales. Los patrones de retardos más utilizados son: retardo por fila, retardo por columna y retardo escalonado. Algunas secuencias típicas de retardo se muestran en el gráfico N° 6.2

GRAFICO N°6.2 .SECUENCIACION TIPICA DE MALLAS

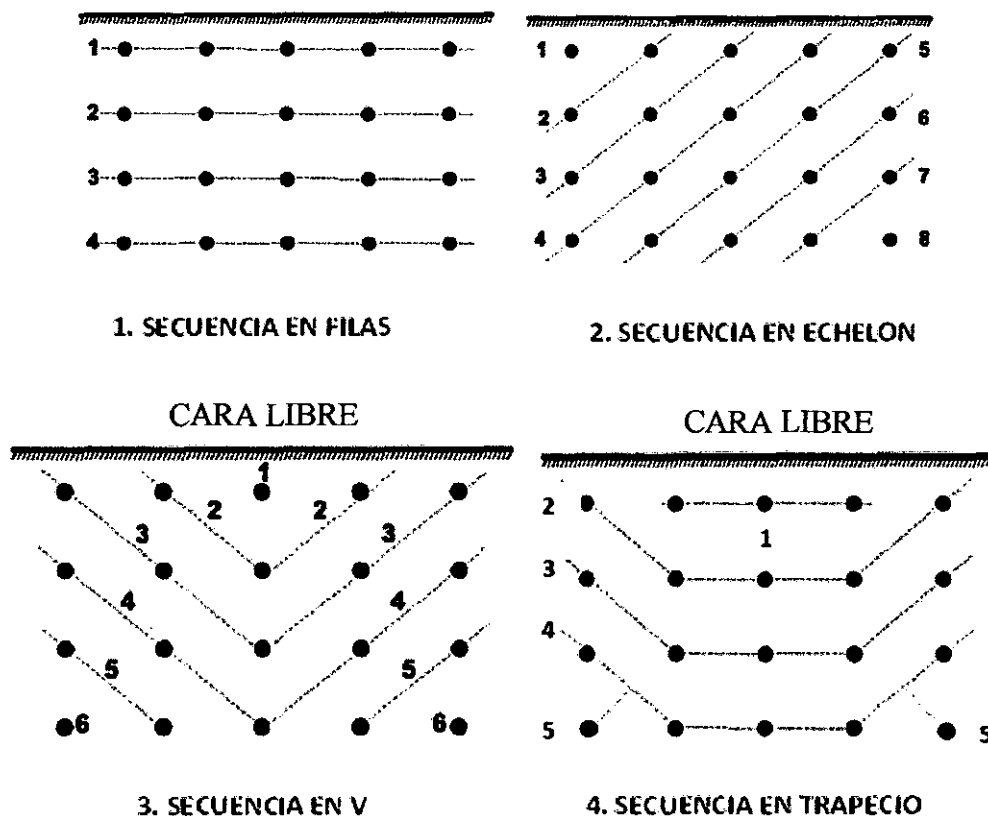


Grafico N° 6.2.- Las secuencias de salidas para mallas cuadradas y triangulares en la aplicación del nuevo diseño que se realizaron en los tajos, se empleara la secuencia de salida en filas y columnas, para la técnica aplicada.

RETARDOS ENTRE FILAS

La secuencia de salida de los taladros se dará por filas, es decir entre fila y fila habrá conexión troncal de un retardo FANEL CTD de 17-42-65-109 milisegundos y un Fanel direccional de 800 ms en cada taladro en fondo, los cuales van a permitir a cada fila aprovechar al máximo los esfuerzos de tensión que se generarán al reflejarse las ondas de compresión en la nueva cara libre creada por cada fila. La malla será triangular y cuadrada.

RETARDOS ENTRE TALADROS

Se colocara un retardo entre taladros superficiales de 25 ms y un retardo entre filas de 17- 42 -65-109 milisegundos, con la finalidad de que cada taladro aproveche la generación de cara libre que se genera al detonar en tiempos adecuados. Los esfuerzos de compresión de cada taladro. Se reflejaran en su nueva cara libre creada, convirtiéndose estos reflejos en esfuerzos de tensión, los cuales producirán una mejor fragmentación.

FIGURA N°6.9 DISEÑO DE MALLA TRIANGULAR

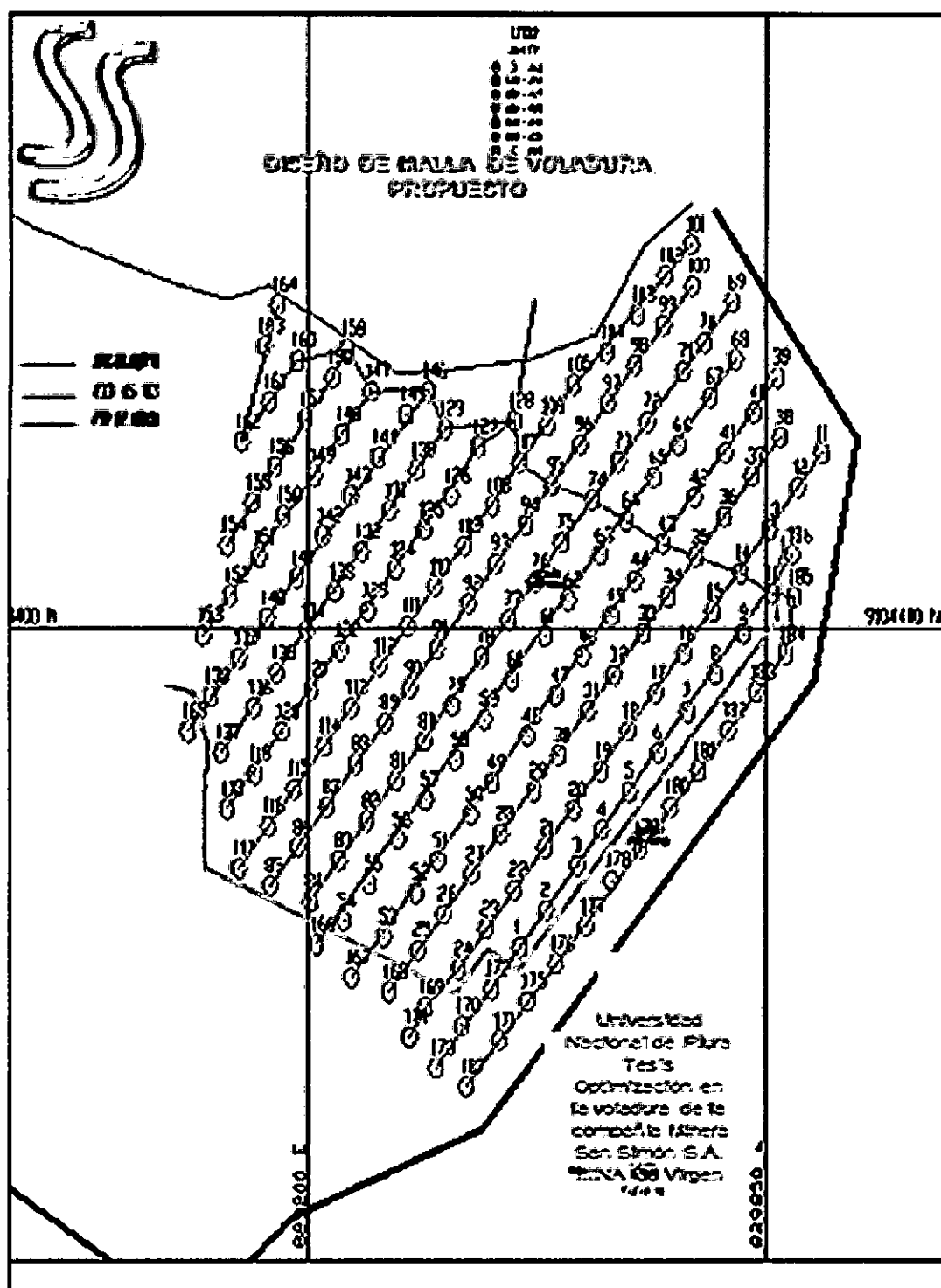


FIGURA Nº 6.10 DISEÑO DE AMARRE

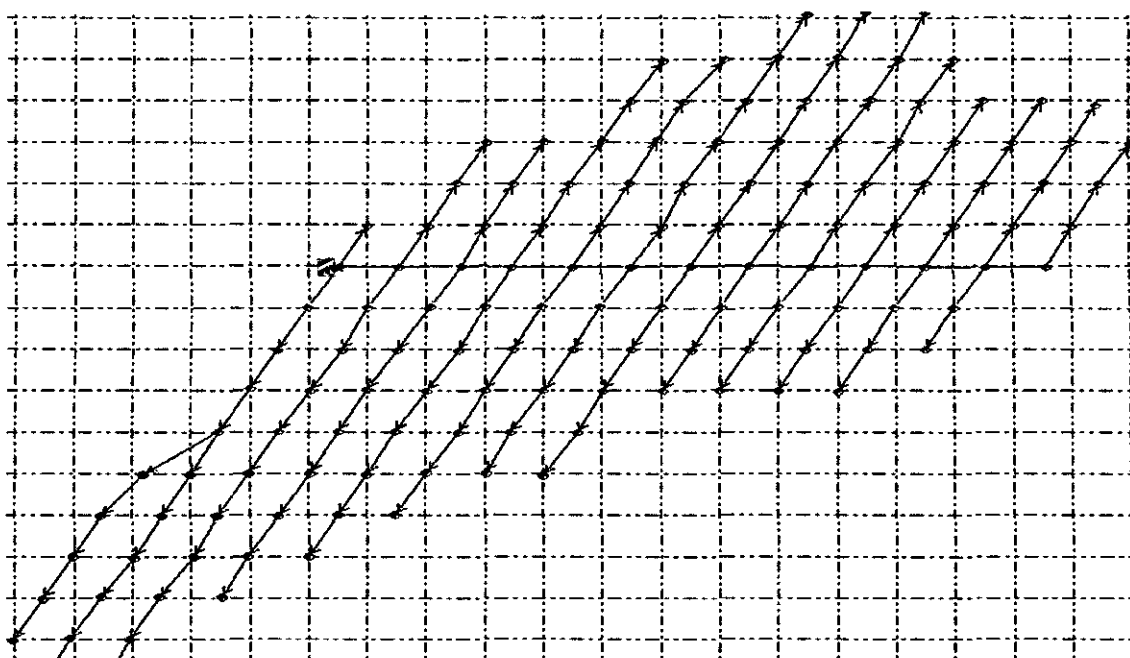
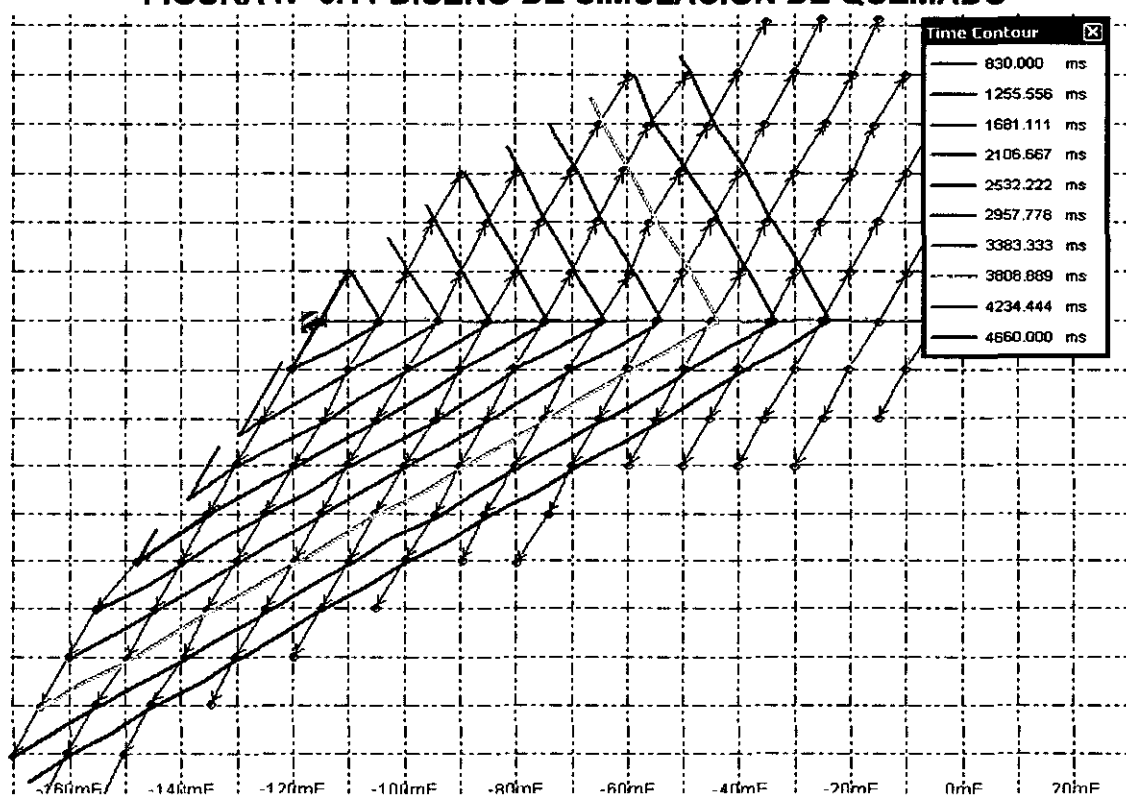


FIGURA Nº 6.11 DISEÑO DE SIMULACIÓN DE QUEMADO



CUADRO N°6.12 CÁLCULO DE RETARDO ENTRE FILAS DE TALADROS

DESCRIPCIÓN	FORMULAS Y VALORES	CAL.	CALCULO AJUSTADO	UNID.
<u>RETARDOS ENTRE FILAS</u>				
Resultado	Tt			
Violencia, sobrepresión de aire excesiva, rompimiento trasero. etc.	6.5			ms/m
Pila de material alta cercana a la cara, sobrepresión y rompimiento moderados	8			ms/m
Altura de pila promedio, sobrepresión y rompimiento promedio	11.5			ms/m
Pila de material disperso con rompimiento trasero mínimo	16.5			ms/m
RETARDOS ENTRE FILAS (Tr)	Tt x B		42	ms
<u>RETARDOS ENTRE TALADROS</u>				
Tipo de Roca	TH			
Arenas, Margas, Carbón	6.5			ms/m
Algunas calizas, Esquistos	5.5			ms/m
Calizas compactas y mármoles, algunos granitos y basaltos, Cuarcita, algunos Gneis	4.5			ms/m
Feldespatos porfídicos, gneis compactos y mica, magnetitas	3.5			ms/m
RETARDOS ENTRE TALADROS (th)	THxE	24.75	25.00	ms

Fuente: Manual de Konya

VII.CAPITULO

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS DE APLICACIÓN

7.1 VOLADURA DE APLICACIÓN

El rediseño de perforación y voladura, se realiza con el objeto de mejorar la Operación de voladura y disminuir los costos de esta, para lo cual se hizo algunas modificaciones en los patrones de perforación y voladura tales como el Burden, espaciamiento, tacho, altura de banco, malla, densidad del explosivo, factor de potencia .

La Operación de voladura normal que se realizaba en los tajos; con los patrones establecidos en la Mina traían como resultado la obtención de una granulometría no adecuada ;para una buena lixiviación, también las proyecciones de rocas resultantes eran excesivas debido al uso de una cantidad inadecuada del material explosivo y otros factores que influían negativamente.

BURDEN

En el diseño anterior, para el Burden no se tomaba en cuenta las condiciones geológicas que se presentaban en los bancos. Para el diseño actual del Burden de aplicación se toma en cuenta las condiciones geológicas y mecánicas del macizo rocoso; con la finalidad de obtener un Burden efectivo y sin problemas, por ser este el principal patrón de la perforación y voladura

DENSIDAD DE EXPLOSIVO

La densidad propuesta del explosivo requerida para los diferentes tipos de rocas ;como rocas duras y con presencia de agua en los taladros, la densidad propuesta será de 0.98 a 1.20 gr/cc y para rocas suaves la densidad será de 0.90 a 0.95 gr/cc, esta aplicación se tomara en cuenta en bancos que presenten rocas suaves o estéril, anteriormente para rocas suaves la densidad empleada era de 0.90 gr/cc sin interesar si cambiaba considerablemente la naturaleza de las rocas ;si se presentaba condiciones de presencia de agua . Si las rocas presentaban mayor dureza, no se

tomaba en cuenta el mayor requerimiento de energía para efectuar su trabajo rompedor en este tipo de rocas.

MALLA

La malla cuadrada se aplicaba para todos los bancos sin distinguir sea de Mineral o Estéril, esto generaba una inadecuada distribución de la energía durante proceso de voladura, se optó por el cambio de la malla cuadra a triangular, con el fin de poder obtener una mejor distribución de la energía de trabajo, esta opción se recomienda debido a que se hizo pruebas de campo obteniéndose mejoras en los resultados obtenidos y también en la simulación en el software Jksimblast, para rocas suaves o estéril se aplicó la malla cuadrada, por tener un buen desempeño generando una optimización en los costos .

ALTURA DE BANCO

Se modificó la altura de banco de 6 m a 12 m ya sea de Mineral o Estéril. Con las anteriores alturas se generaba un índice de rigidez de 1.72 obteniéndose como resultado irregularidades en la granulometría y la proyección de rocas, siendo el motivo que el índice de rigidez es menor a uno por lo cual es muy rígido, requiriéndose después de la voladura una pos voladura. Con la altura de banco modificada se determinó el índice de rigidez de 2.67, este permite que el explosivo haga su trabajo adecuado y obteniendo una granulometría pequeña y uniforme, los efectos de proyección de rocas disminuyen notablemente.

TACO

La altura del taco inerte que se rellenaba en los taladros era $T = 2/3B$ esto generaba un efecto muy perjudicioso por el motivo que no retenía los gases a un tiempo necesario para efectuar su trabajo mecánico y rompedor, como el taco utilizado son los detritus de la perforación por lo que son muy finos y que facilitaban los escapes de los gases, con la nueva altura de taco se optó que sería igual al Burden $T=B$, para tener más tiempo reteniendo los gases y puedan efectuar su trabajo rompedor.

DENSIDAD LINEAL

La densidad lineal de explosivo por kilogramo por metro lineal se ha reducido considerablemente, actualmente se utiliza 25 kg/ml de explosivo, en el nuevo diseño de carga se plantea 20 kilogramos por metro lineal esto debido a la variación de la densidad de carga del explosivo por la presencia diferentes tipos de rocas y condiciones .

SECUENCIA DE SALIDA

La secuencia de salida en la voladura se realizará por filas con un retardo superficial de 25 ms anteriormente se estaba usando un retardo superficial de 17 ms, con el nuevo retardo entre taladros según el nuevo diseño de retardos genera más tiempo, favoreciendo que se formen más caras libres y además minimizando el efecto de sobre presión y también ayudara a obtener una fragmentación con dimensiones uniformes.

FIGURA N°7.1 DISEÑO DE MALLA DE VOLADURA PROPUESTO

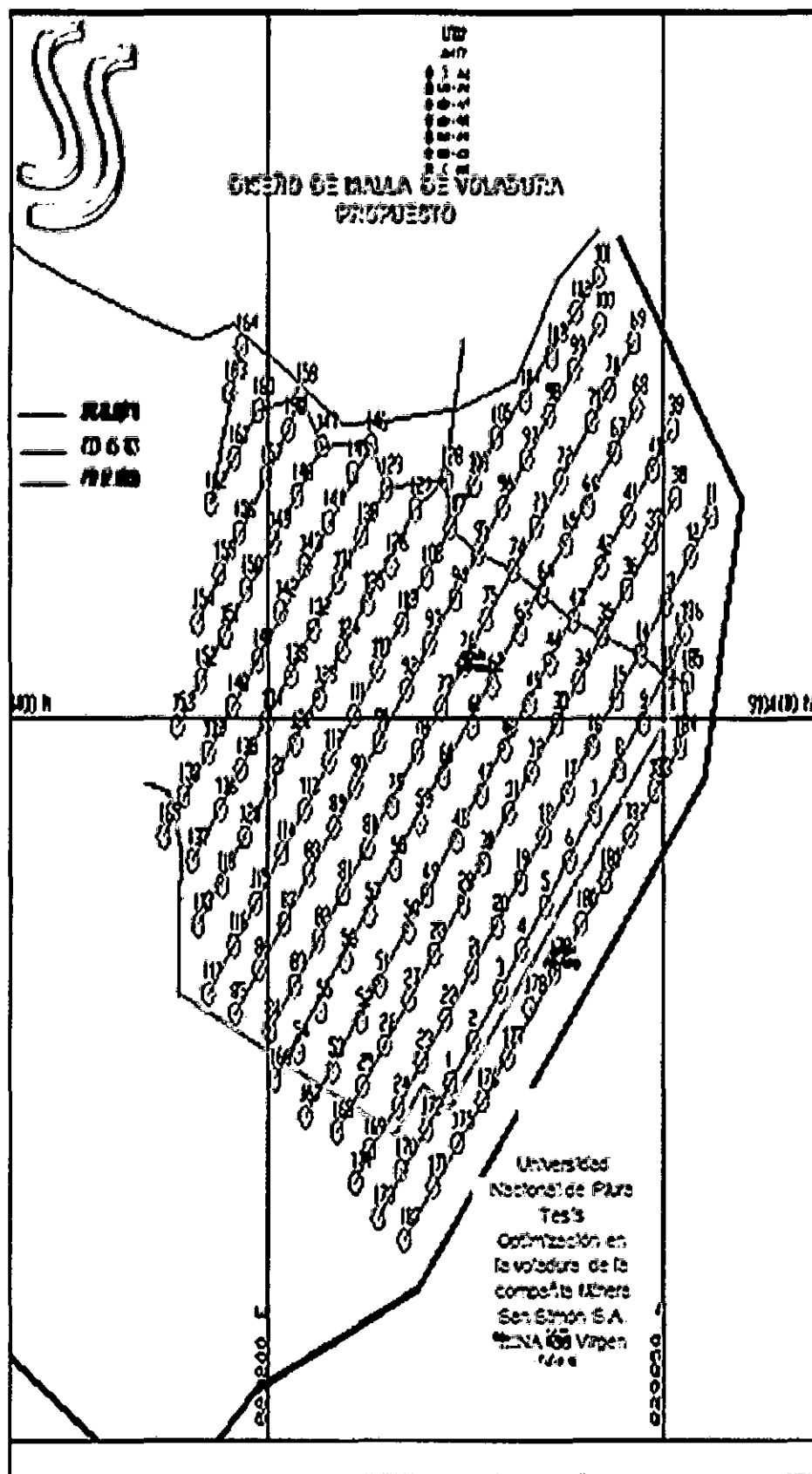
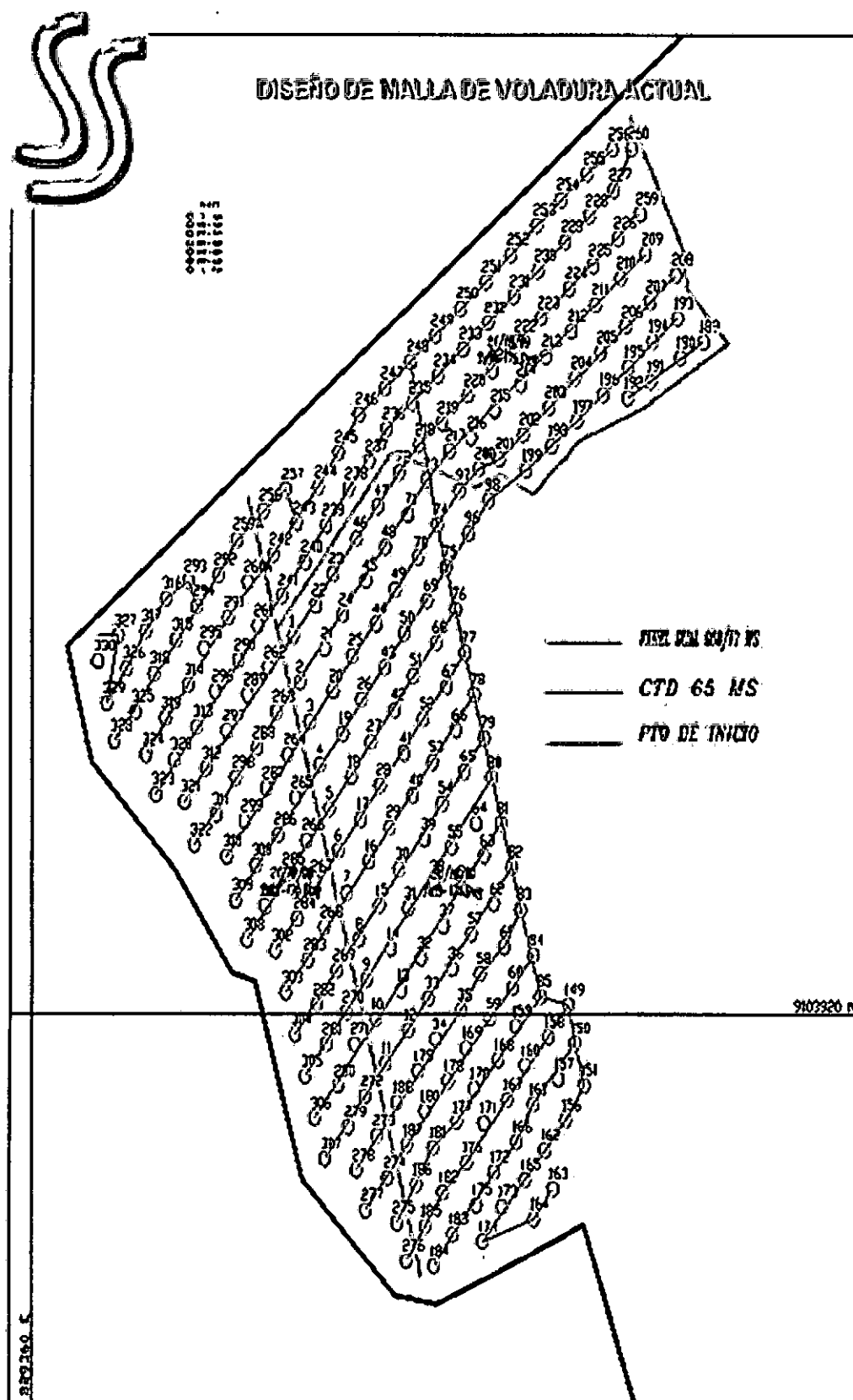


FIGURA N°7.2 DISEÑO DE MALLA DE VOLADURA ACTUAL



7.2 DESARROLLO DE LAS MEJORAS DE LA OPERACIÓN DE LA VOLADURA

Realizando un cambio de malla cuadrada a triangular, esta segunda permite ampliar más la malla tanto como el Burden y espaciamiento. La malla triangular ayuda a que el proceso mecánico realice un buen trabajo rompedor obteniendo como resultado una granulometría de 6 pulgadas a menor de una 1 pulgadas, esto permite que el proceso de carguío y de acarreo mejore y los tamaños sean adecuados para el procesos de lixiviación favoreciendo un mejor riego de cianuro.

Un rediseño en los patrones de perforación y voladura dará un énfasis en la optimización de costos de voladura, se obtendrá mejoras en los resultados de la fragmentación y la eliminación de las voladuras secundarias que traían un aumento en los costos.

Se conseguirá aumentar la producción de 13000 a 26000 Tn/día, con el nuevo diseño de perforación y voladura y también se reducirían los costos de explosivo en la Operación de voladura.

Se Mejorara considerablemente la Operación de posvoladura debido se obtendrá una granulometría que favorecerá el proceso de lixiviación.

Disminuyendo el consumo de explosivo de 25 kg/ml a 20 kg/ml ,se bajara considerablemente el costo en consumo de explosivo durante la Operación de voladura.

7.3 FRAGMENTACIÓN

Con el diseño de perforación y voladura se optimizara la fragmentación, obteniéndose una fragmentación más pequeña y uniforme, este resultado óptimo se deberá al cambio de la malla cuadrada a la malla triangular ,debido a que con esta malla la distribución de energía que produce durante la detonación favorece el proceso mecánico de la fragmentación .

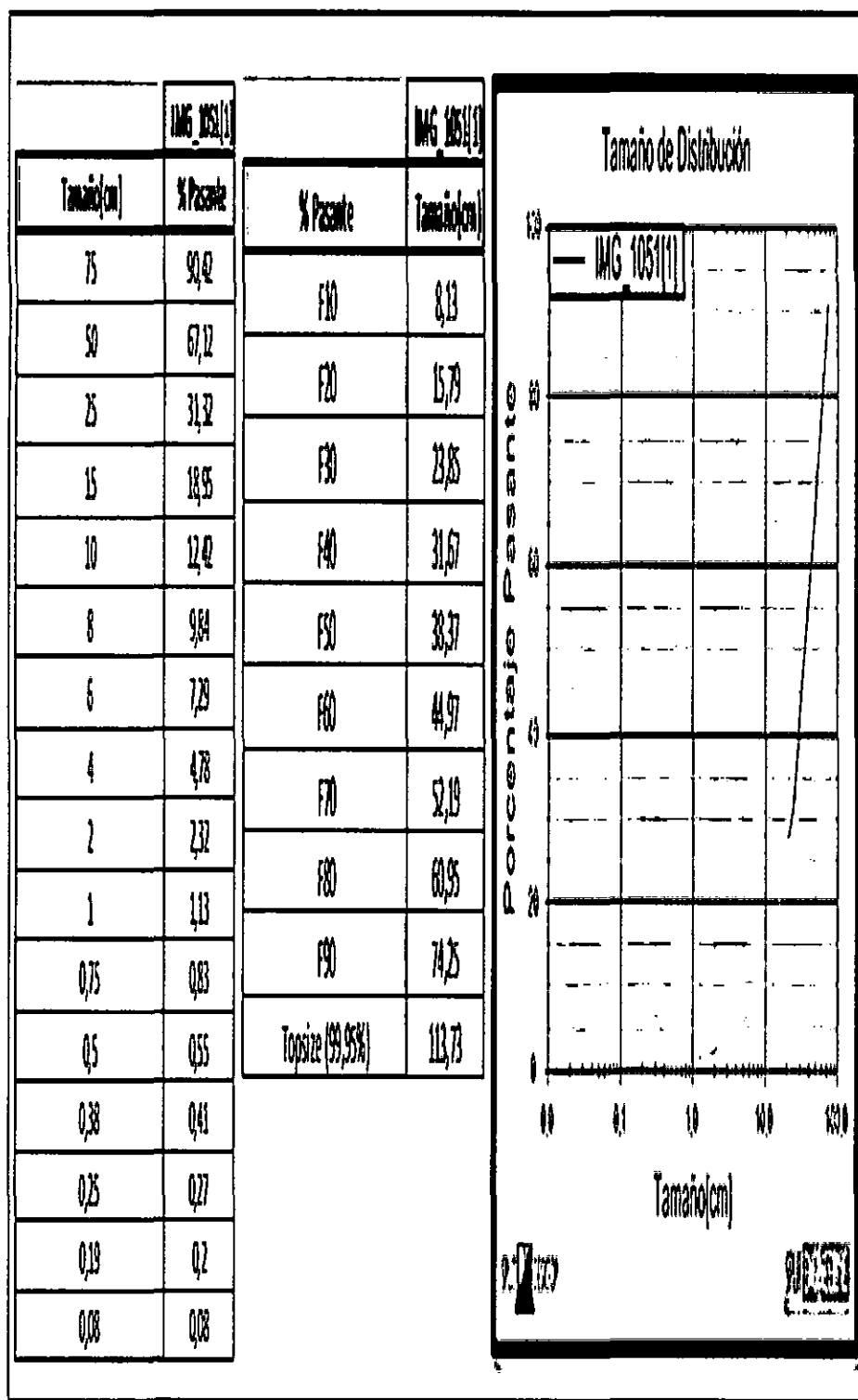
La granulometría anterior era de gran tamaño de 12 a más hasta llegar a presentar bolones y pechos en los pisos irregulares.

CUADRO.7.1 COMPARACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN

Granulometría Obtenida Actual	Granulometría Según lo Propuesto
06 -12 Pulgadas	6 Pulgadas a ≤ 1 Pulgadas(Fino)

Fuente: Propia

TABLA N°7.1 RESULTADOS DE ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE MATERIAL VOLADO SEGÚN SOFTWARE POWER SIEVE_V2.13,




Fuente: Propia

CUADRO N° 7.2 PARÁMETROS DE COMPARACIÓN DE OPTIMIZACIÓN EN PERFORACIÓN Y VOLADURA

Parámetros De Perforación Y Voladura Actuales			Parámetros De Perforación Y Voladura Según Lo Propuesto		
Altura banco promedio.	(m)	6.0	Altura banco promedio	(m)	12.0
Diámetro de Taladro	(pulg)	6.125	Diámetro de Taladro	(pulg)	6.125
Sobreperforación	(m)	0.5	Sobreperforación	(m)	0.5
Espaciamiento	(m)	3.5	Espaciamiento	(m)	5.5
Burden promedio	(m)	3.5	Burden promedio	(m)	4.5
Profundidad promedio.	(m)	6.5	Profundidad promedio.	(m)	12.5
Taco promedio	(m)	2.45	Taco promedio	(m)	4.5
Altura carga	(m)	4.05	Altura carga	(m)	8
TIPO DE MALLA	m	Cuadrada	TIPO DE MALLA	m	Triangular
Ton. Roto/tal. Cargados	m3	73.5	Ton. Roto/tal. Cargados	m3	297
Densidad roca	Tn/m3	1.80 - 2.55	Densidad roca	Tn/m3	1.80 -2.55
Densidad Lineal de Explosivo	kg/m	25	Densidad Lineal de Explosivo	kg/m	20
Factor de Potencia	kg/m3	0.473	Factor de Potencia	kg/m3	0.25-61
Cantidad total de explosivo por taladro	kg/m	120	Cantidad total de explosivo por taladro	kg/m	111-182
Número de filas	m	3-4	Número de filas	m	3-4
Densidad (SANG)	gr/cc	0.90	Densidad(SANG)	gr/cc	0.90-1.20
Costos de material roto	US\$/ TM Roca	0.39	Costos de material roto	US\$/ TM Roca	0.20-0.26

Fuente: Propia

CUADRO N°7.3 PARÁMETROS DE PERFORACIÓN PARA ESTÉRIL

	PARÁMETROS DE PERFORACIÓN	
DESCRIPCION	TECNICA ANTERIOR	TECNICA APLICADA
Diámetro de Perforación (Pulg.)	6 1/8	6 1/8
Burden (m)	3.5	6
Espaciamiento (m)	3.5	6
Altura de Banco (m)	8	12
Sobreperforación (m)	0.5	0.5
Angulo de Inclinación de Taladros (Grados)	90°	75°
Longitud de Taladro (m)	8.5	12.5
Longitud de Taco inerte (m)	2.45	6.0
Tipo de Malla	Malla Cuadrada	Malla Cuadrada

Fuente: Propia

CUADRO N°7.4 PARÁMETROS DE PERFORACIÓN PARA MINERAL



PARÁMETROS DE PERFORACIÓN

DESCRIPCION	TECNICA ANTERIOR	TECNICA APLICADA
Diámetro de Perforación (Pulg.)	6 1/8	6 1/8
Burden (m)	3.5	4.5
Espaciamiento (m)	3.5	5.5
Altura de Banco (m)	6	12
Sobreperforación (m)	0.5	0.5
Angulo de Inclinación de Taladros (Grados)	90°	75°
Longitud de Taladro (m)	6.5	12.5
Longitud de Taco Inerte (m)	2.45	8
Tipo de Malla	Malla Cuadrada	Malla Triangular

Fuente: Propia

7.4 OPTIMIZACIÓN DE COSTOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

En el desarrollo de las mejoras en la operación de perforación y voladura dará como resultado la optimización de costos en el nuevo diseño de voladura y un positivo resultado en la fragmentación y eliminando voladuras secundarias que traían un aumento en los elevados costos de perforación y voladura y en los procesos posteriores.

El rediseño de perforación y voladura, permitió ampliar más la malla dando un resultado de menor costo en perforación y explosivo con este cambio se reducirá los costos que genera las voladuras secundarias y los excesivos bolones y granulometría mayor a 6 -1 2 pulgadas, otros problemas se daba con el anterior diseño. Todo esto incrementaba los costos y generaba la disminución de la producción durante el ciclo de Minado, no se lograba alcanzar el 100% de la meta esperada.

Analizando los resultados del diseño actual y comparando con el diseño de aplicación se genera una optimización en los costos de perforación, voladura y en material explosivo lográndose una reducción considerable de los elevados costos en voladuras secundarias. Con la nueva aplicación se disminuyó los costos a 0.26 \$/Tn, con el actual costos de 0.39 \$/Tn en perforación y voladura, con el aumento de la altura de los bancos se duplicará la producción y la disminución del costo por tonelada de material roto.

La densidad lineal del explosivo de kilogramo por metro se ajustó considerablemente de 25 kg/m se redujo a 20 kg/m optimizándose el consumo de explosivo en los taladros en los tajos de Minado.

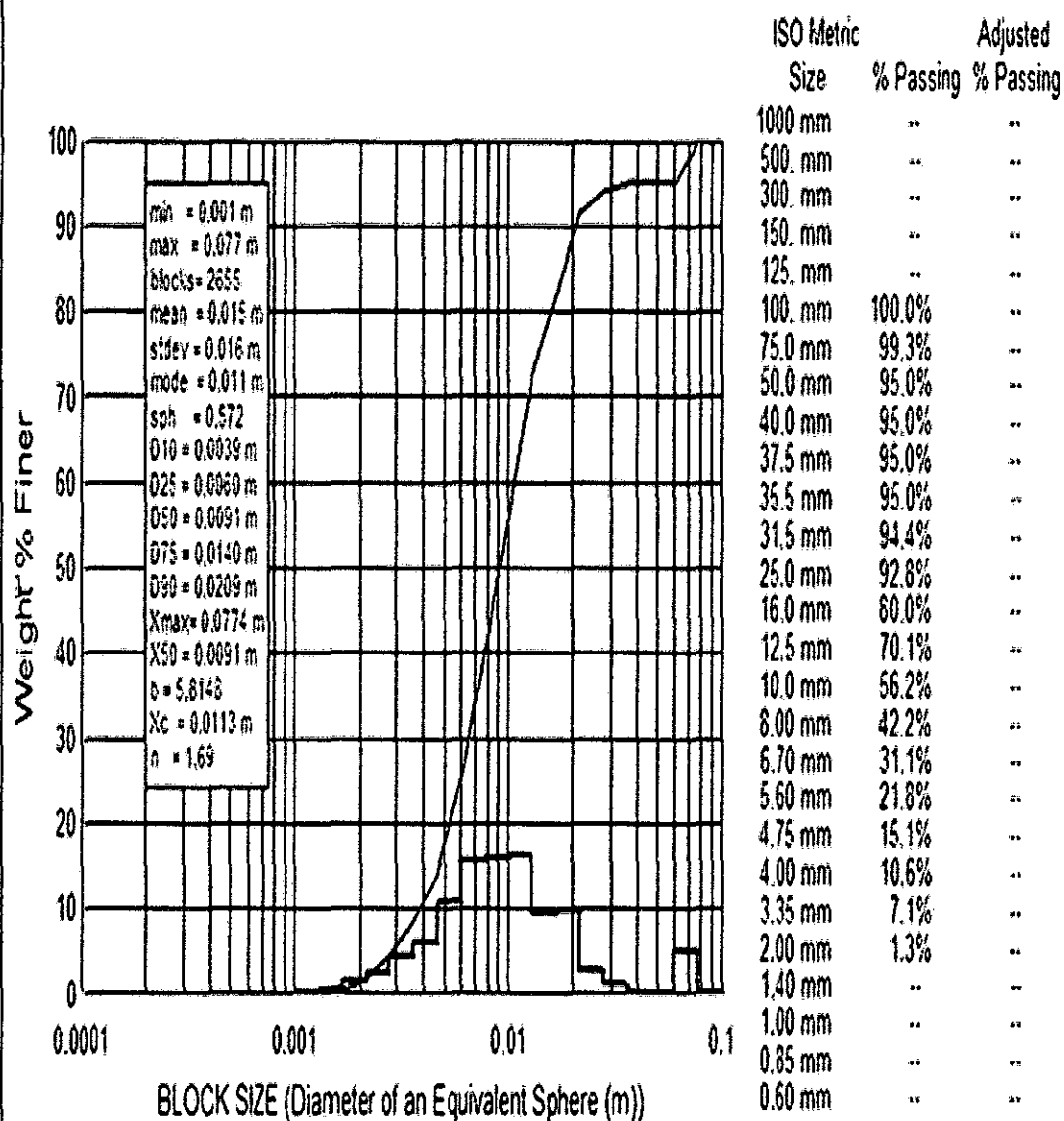
En los resultados obtenidos se determina que la técnica aplicada soluciona los problemas evidentes que generaba el aumento de costos en perforación y voladura.

**FOTOGRAFIA N° 7.1 DEMOSTRACIÓN DE LA GRANULOMETRÍA
OBTENIDA EN EL TAJO SIN LA APLICACIÓN DEL DISEÑO**



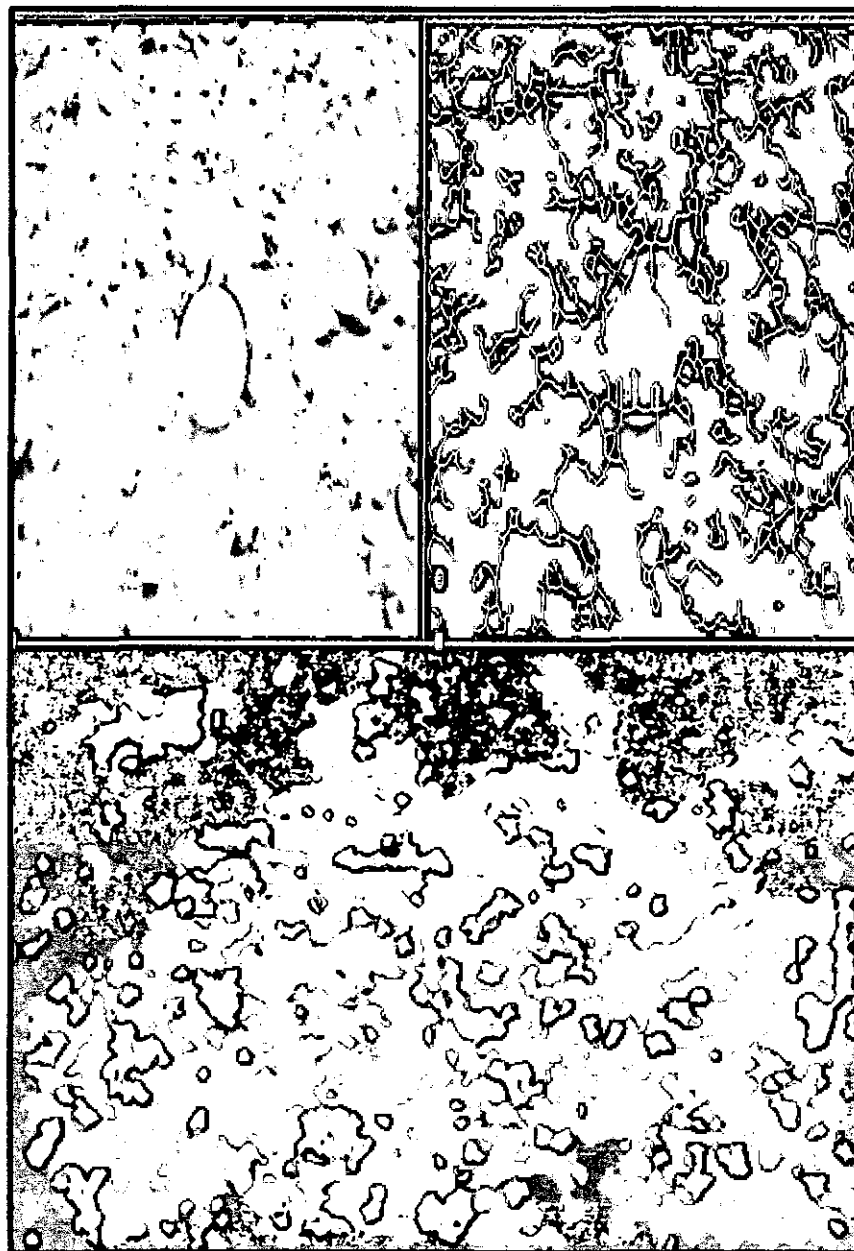
TABLA N° 7.2 RESULTADOS DE ANALISIS GRANULOMETRICO DE MATERIAL VOLADO SEGÚN LO PROPUESTO

Mina La Virgen-Tajo Suro sur

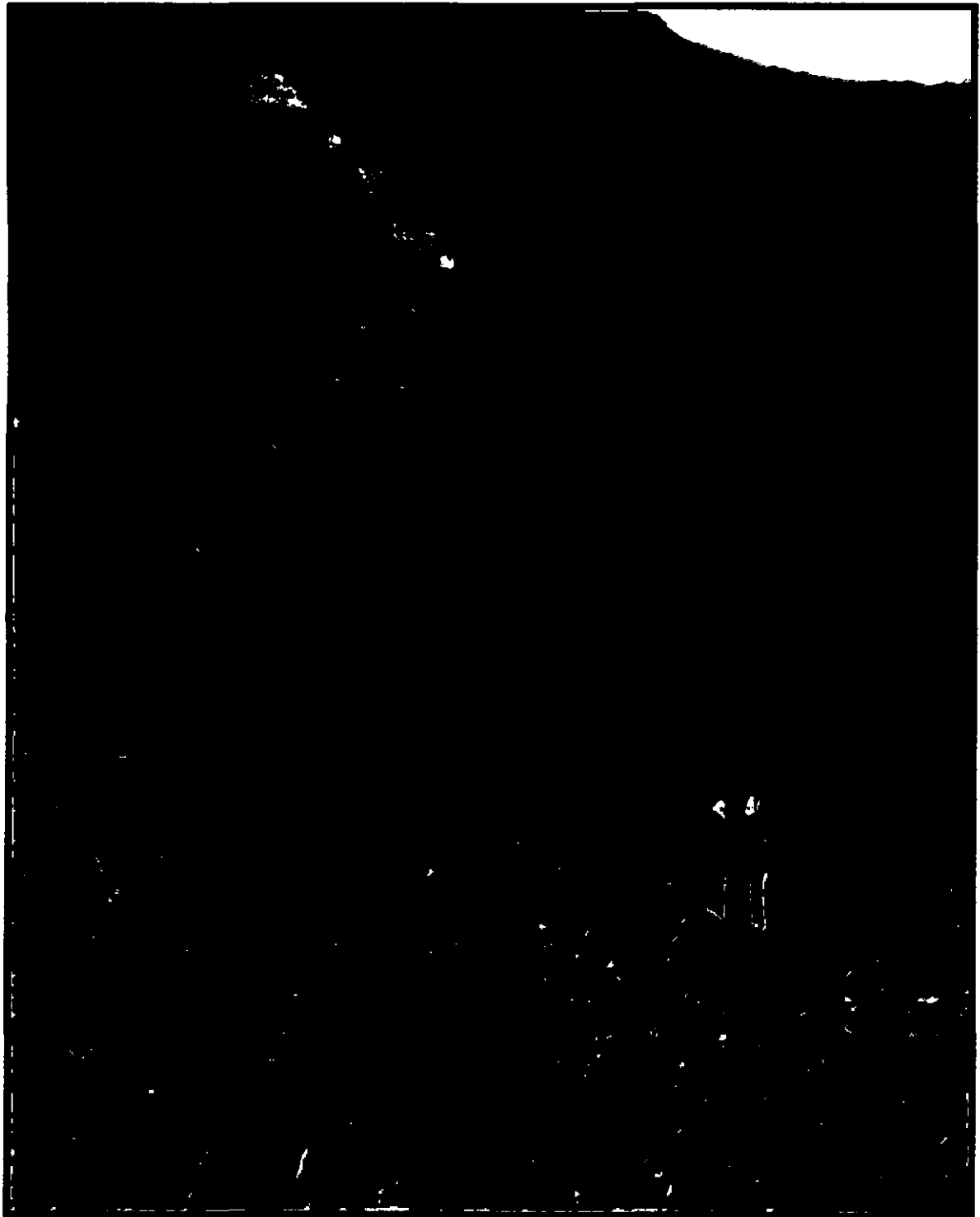


Fuente: Propia

**FOTOGRAFIA Nº 2 ANÁLISIS DE FRAGMENTACIÓN
GRANULOMÉTRICO**



**FOTOGRAFIA Nº3 - MUESTRA LA GRANULOMETRÍA CON LA
APLICACIÓN DEL DISEÑO PROPUESTO**



CONCLUSIONES

- Se disminuirá la cantidad de explosivos por metro lineal, en la columna explosiva en los taladros de 25 kg/ml a 20 kg /ml.
- Mejorará notablemente la calidad de la granulometría ya que no requiere de voladura secundaria.
- La fragmentación requerida se obtiene aplicando una relación de Burden y espaciamiento menor a 1 en un patrón de malla triangular, aumentando el factor de potencia y la detonación de cada taladro en tiempos diferentes. Además la distribución de carga en el taladro influye notablemente en el resultado en la fragmentación de la roca.
- Con el cambio de mallas para diferentes tipos de rocas, la malla triangular se aplica en roca dura la cual es muy efectiva ya que proporciona la mejor distribución de la energía del explosivo en la roca. En ejecución de su trabajo rompedor eliminando voladuras secundarias y granulometría excesiva no planeada.
- Se reducirán costos con el nuevo diseño de perforación y voladura.
- Se elevará la producción de 13 000 a 26 000 Tn/día aumentando la altura de los bancos de 6 a 12 metros
- El Factor de rigidez de 2.67 favorecerá para una buena fragmentación.
- El control de la proyección de roca depende de los tiempos de detonación de cada taladro, se aplica una temporización de taladros en tiempos diferentes.
- Con la presencia de agua en los taladros será necesario elevar la densidad del explosivo para obtener buenos resultados en la voladura.

RECOMENDACIONES

- Diseñar patrones de perforación y voladura, teniendo en cuenta las propiedades físico – mecánico del macizo rocoso y las propiedades del explosivo.
- Realizar mapeos geomecánicos y geológicos continuamente, conforme al avance de la explotación.
- Identificar los taladros para la perforación indicando número de taladros, longitud, inclinación, carguío de taladros de acuerdo al tipo de roca y densidad del explosivo para su aplicación.
- Debe asegurarse que los perforistas realicen su trabajo de acuerdo a las plantillas de perforación diseñadas, que los Operarios y manipuladores de explosivos realicen el carguío de taladros tal como lo indica el Ingeniero Supervisor de voladura.
- Capacitar permanentemente al personal de voladura acerca del manejo y manipulación adecuado de los explosivos, así como también de los riesgos que ocasionaría al trabajar sin tomar en cuenta las reglas de seguridad.

BIBLIOGRAFIA

1. Andrés .f.Caguana,e.: tesis optimización de los parámetros de perforación y voladura en la cantera victoria .2013
2. Exsa, "manual práctico de voladura".2011
3. Ing. Rómulo Mucho, "Planeamiento en operaciones de perforación y voladura en proyectos de construcción".2010
4. Ing. Claver Vega, diseño de parámetros de perforación y voladura". 2013
5. Ítalo Farje Vergaray, tesis "Planificación de perforación y voladura".2011
6. José Otoño Noguel, tesis "optimización de los parámetros de perforación y voladura en la cantera las victorias".2013.
7. Nelson Achihua Serna, tesis "maestría en gestión minera cambio de explosivo para reducir costos por tonelada en minería a tajo abierto"., 2012
8. Perumin Convención Minera "Uso de emulsión gasificada SANG para reducir los costos de voladura a cielo abierto" 2012.
9. Osear Alberto Jáuregui Aquino, tesis "Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura".2009
10. Roberto Roque Pulcha , voladura de bancos en la práctica ,2014
11. www.famesa.com.
12. www.ssm.s.a.com

ANEXOS

ANEXO 1

**CLASIFICACIÓN
GEOMECÁNICA DEL
MACIZO
ROCOSO**



CLASIFICACION GEOMECANICA DEL MACIZO ROCOSO

Proyecto: Estudio de Estabilidad de Taludes del Tajo Suro Sur y Suro Norte	Registrado: EMR
Sitio: Cia Minera San Simon - La Virgen	Revisado: ASA
Dominio Estructural: DE-1 (Arenisca)	Fecha: Abril, 2004

A) Sistema de Clasificación RMR (Rock Mass Rating) - Bieniawski

PARAMETROS		CARACTERISTICAS	VALUACION
1	Resistencia a la compresión uniaxial de roca intacta (Mpa)	93 (± 23.5)*	10
2	RQD (%)	50 a 60	10
3	Espaciamiento	10 a 30 cm	9
4	Condición de discontinuidades	Persistencia > 3 m	2
		Separación 1 a 2 mm	1
		Rugosidad Muy rugosa a rugosa	6
		Relleno Limo duro < 5 mm	4
		Meteorización Ligera	5
5	Agua subterránea	húmedo	10
RMR_{as} (Suma: 1+2+3+4+5)			57
Ajuste por Orientación de Discontinuidades Muy favorable			0
RMR Total			57

B) Sistema de Clasificación Q (Rock Mass Quality) - Barton

PARAMETROS Y VARIABLES		CARACTERISTICAS	VALUACION
1	Designación de la calidad de roca RQD	55%	55.00
2	Número de sistema de juntas Jn	Dos familias + un aleatoria	6.00
3	Número de rugosidad de juntas Jr	Rugosas irregulares y planar	1.50
4	Número de alteración de juntas Ja	costras de oxido	4.00
5	Factor de reducción por agua en juntas Jw	Seco	1.00
6	Factor de reducción de esfuerzo SRF	Esfuerzo medio	1.00
Q = RQD/Jn*Jr/Ja*Jw/SRF			3.44
Correlación con RMR		Bieniawski, 1989: $RMR = 9 \ln Q + 44$	55.11
		Barton, 1995: $RMR = 15 \log Q + 50$	58.04

C) Indice de Resistencia Geológica GSI (Geological Strength Index)

DESCRIPCION DEL MACIZO ROCOSO		GSI
1	Estructura Bloques irregulares	45 - 55
2	Condición de la superficie de las juntas Superficie rugosas con relleno	

* Media (\pm Desviación Estándar)



CLASIFICACION GEOMECANICA DEL MACIZO ROCOSO

Proyecto: Estudio de Estabilidad de Taludes del Tajo Suro Sur y Suro Norte	Registrado: EMR
Sitio: Cia Minera San Simon - La Virgen	Revisado: ASA
Dominio Estructural: DE -2 (Carbón y Limolita)	Fecha: Abril, 2004

A) Sistema de Clasificación RMR (Rock Mass Rating) - Bieniawski

PARAMETROS			CARACTERISTICAS	VALUACION	
1	Resistencia a la compresión uniaxial de roca intacta (Mpa)		14 (± 11.7)*	3	
2	RQD (%)		< 10	5	
3	Espaciamiento		2 a 5 cm	5	
4	Condición de discontinuidades	Persistencia	> 3 m por estratificación	2	12
		Separación	0.1 a 1 mm	4	
		Rugosidad	Lisa y plana	1	
		Relleno	Limo blando < 2 mm	2	
		Meteorización	Moderada	3	
5	Agua subterránea		Seco a húmedo	12	
RMR ₉₉ (Suma: 1+2+3+4+5)				37	
Ajuste por Orientación de Discontinuidades (Estrato)			Muy favorable	0	
RMR Total				37	

B) Sistema de Clasificación Q (Rock Mass Quality) - Barton

PARAMETROS Y VARIABLES		CARACTERISTICAS	VALUACION
1	Designación de la calidad de roca RQD	10%	10.00
2	Número de sistema de juntas Jn	Dos familias + un aleatoria	6.00
3	Número de rugosidad de juntas Jr	Lisa a pulidas y planares	1.30
4	Número de alteración de juntas Ja	Limos blandas	4.00
5	Factor de reducción por agua en juntas Jw	Seco	1.00
6	Factor de reducción de esfuerzo SRF	Esfuerzo medio	1.00
Q= RQD/Jn*Jr/Ja*Jw/SRF			0.54
Correlación con RMR		Bieniawski, 1989: $RMR = 9 \ln Q + 44$	38.48
		Barton, 1995: $RMR = 15 \log Q + 50$	46.01

C) Indice de Resistencia Geológica GSI (Geological Strength Index)

DESCRIPCION DEL MACIZO ROCOSO			GSI
1	Estructura	Capas delgadas	20 - 30
2	Condición de la superficie de las juntas	Superficies lisas y arcillosas	

* Media (\pm Desviación Estandar)



CLASIFICACION GEOMECANICA DEL MACIZO ROCOSO

Proyecto: Estudio de Estabilidad de Taludes del Tajo Suro Sur y Suro Norte	Registrado: EMR
Sitio: Cia Minera San Simon - La Virgen	Revisado: ASA
Dominio Estructural: DE-3 (Arenisca y Limolitas)	Fecha: Abril, 2004

A) Sistema de Clasificación RMR (Rock Mass Rating) - Bieniawski

PARAMETROS			CARACTERISTICAS	VALUACION	
1	Resistencia a la compresión uniaxial de roca intacta (Mpa)		67 (± 34.8)*	10	
2	RQD (%)		20 a 30	7	
3	Espaciamiento		10 a 20 cm	8	
4	Condición de discontinuidades	Persistencia	0.4 a 1.5 m	5	18
		Separación	1 a 2 mm	2	
		Rugosidad	Rugosa	5	
		Relleno	Limo blando y costras de oxido < 3 mm	2	
		Meteorización	Ligera a moderada	4	
5	Agua subterránea		Seco a húmedo	13	
RMR ₈₉ (Suma: 1+2+3+4+5)				56	
Ajuste por Orientación de Discontinuidades (Estrato)			Muy favorable	0	
RMR Total				56	

B) Sistema de Clasificación Q (Rock Mass Quality) - Barton

PARAMETROS Y VARIABLES		CARACTERISTICAS	VALUACION
1	Designación de la calidad de roca RQD	25%	25.00
2	Número de sistema de juntas Jn	Dos familias	6.00
3	Número de rugosidad de juntas Jr	Rugosas irregulares	3.00
4	Número de alteración de juntas Ja	Limo blando y oxido 2-3 mm	4.00
5	Factor de reducción por agua en juntas Jw	Seco a húmedo	1.00
6	Factor de reducción de esfuerzo SRF	Esfuerzo medio	1.00
Q = RQD/Jn*Jr/Ja*Jw/SRF			3.13
Correlación con RMR		Bieniawski, 1989: $RMR = 9 \ln Q + 44$	54.25
		Barton, 1995: $RMR = 15 \log Q + 50$	57.42

C) Indice de Resistencia Geológica GSI (Geological Strength Index)

DESCRIPCION DEL MACIZO ROCOSO		GSI
1	Estructura	Capas y bloques irregulares
2	Condición de la superficie de las juntas	Ligeramente alteradas a mod.
		35 - 45

* Media (\pm Desviación Estandar)



CLASIFICACION GEOMECANICA DEL MACIZO ROCOSO

Proyecto: Estudio de Estabilidad de Taludes del Tajo Suro Sur y Suro Norte	Registrado: EMR
Sitio: Cía Minera San Simon - La Virgen	Revisado: ASA
Dominio Estructural: DE-4 (Limolitas y Lodolitas).	Fecha: Abril, 2004

A) Sistema de Clasificación RMR (Rock Mass Rating) - Bieniawski

PARAMETROS			CARACTERISTICAS		VALUACION	
1	Resistencia a la compresión uniaxial de roca intacta (Mpa)		33 (± 14.7)*		4	
2	RQD (%)		< 10		5	
3	Espaciamiento		5 a 10 cm		6	
4	Condición de discontinuidades	Persistencia	> a 3 m planos de estratificación		2	10
		Separación	1 a 2 mm		3	
		Rugosidad	Lisas planos de estratificación		2	
		Relleno	Limo blando < 3 mm		2	
		Meteorización	Altamente meteorizada		1	
5	Agua subterránea		Seco a húmedo		12	
RMR _{BS} (Suma: 1+2+3+4+5)					37	
Ajuste por Orientación de Discontinuidades (Estrato)			Muy favorable		0	
RMR Total					37	

B) Sistema de Clasificación Q (Rock Mass Quality) - Barton

PARAMETROS Y VARIABLES		CARACTERISTICAS	VALUACION
1	Designación de la calidad de roca RQD	10%	10.00
2	Número de sistema de juntas Jn	Dos familias	4.00
3	Número de rugosidad de juntas Jr	Lisas y planares	1.00
4	Número de alteración de juntas Ja	Recubierto de limo blando	5.00
5	Factor de reducción por agua en juntas Jw	Seco	1.00
6	Factor de reducción de esfuerzo SRF	Esfuerzo medio	1.00
Q = RQD/Jn*Jr/Ja*Jw/SRF			0.50
Correlación con RMR			Bieniawski, 1989: RMR = 9*lnQ+44
			Barton, 1995: RMR = 15*logQ+50
			37.76
			45.48

C) Indice de Resistencia Geológica GSI (Geological Strength Index)

DESCRIPCION DEL MACIZO ROCOSO		GSI
1	Estructura	Capas delgadas
2	Condición de la superficie de las juntas	Lisas alteradas
		30 - 40

* Media (\pm Desviación Estandar)



CLASIFICACION GEOMECANICA DEL MACIZO ROCOSO

Proyecto: Estudio de Estabilidad de Taludes del Tajo Suro Sur y Suro Norte	Registrado: EMR
Sitio: Cia Minera San Simon - La Virgen	Revisado: ASA
Dominio Estructural: DE-5 (Limolita, Arenisca)	Fecha: Abril, 2004

A) Sistema de Clasificación RMR (Rock Mass Rating) - Bieniawski

PARAMETROS		CARACTERISTICAS	VALUACION	
1	Resistencia a la compresión uniaxial de roca intacta (Mpa)	95 (± 33.4)*	10	
2	RQD (%)	10 a 20	5	
3	Espaciamiento	5 a 10 cm	5	
4	Condición de discontinuidades	Persistencia	> 3 m planos de estratificación	2
		Separación	1 a 3 mm	3
		Rugosidad	Ligeramente rugosa	3
		Relleno	Limo blando y costras de óxido < 3 mm	2
		Meteorización	Moderada a alta	2
5	Agua subterránea	Seco a húmedo	12	
RMR_{ss} (Suma: 1+2+3+4+5)			44	
Ajuste por Orientación de Discontinuidades			Muy favorable	0
RMR Total			44	

B) Sistema de Clasificación Q (Rock Mass Quality) - Barton

PARAMETROS Y VARIABLES		CARACTERISTICAS	VALUACION
1	Designación de la calidad de roca RQD	15%	15.00
2	Número de sistema de juntas Jn	Tres familias	9.00
3	Número de rugosidad de juntas Jr	Rugosas irregulares y planar	1.50
4	Número de alteración de juntas Ja	Limos blandos < a 2 mm	4.00
5	Factor de reducción por agua en juntas Jw	Seco a húmedo	1.00
6	Factor de reducción de esfuerzo SRF	Esfuerzo medio	1.00
Q = RQD/Jn*Jr/Ja*Jw/SRF			0.63
Correlación con RMR		Bieniawski, 1989: $RMR = 9 \ln Q + 44$	39.77
		Barton, 1995: $RMR = 15 \log Q + 50$	46.94

C) Índice de Resistencia Geológica GSI (Geological Strength Index)

DESCRIPCION DEL MACIZO ROCOSO		GSI
1	Estructura	Capas delgadas a medianas
2	Condición de la superficie de las juntas	Limos blandas y costras ox
		35 - 45

* Media (\pm Desviación Estandar)



CLASIFICACION GEOMECANICA DEL MACIZO ROCOSO

Proyecto: Estudio de Estabilidad de Taludes del Tajo Suro Sur y Suro Norte	Registrado: EMR
Síto: Cia Minera San Simon - La Virgen	Revisado: ASA
Dominio Estructural: DE-6 (Limofita arenosa)	Fecha: Abril, 2004

A) Sistema de Clasificación RMR (Rock Mass Rating) - Bieniawski

PARAMETROS		CARACTERISTICAS	VALUACION
1	Resistencia a la compresión uniaxial de roca intacta (Mpa)	33 (± 22.6)*	4
2	RQD (%)	10 a 20	5
3	Espaciamiento	10 a 20 cm	7
4	Condición de discontinuidades	Persistencia > 3 m	2
		Separación 3 a 5 mm	1
		Rugosidad Ligeramente rugosa a lisa	3
		Relleno Limo blando < 5 mm	2
		Meteorización Moderada	3
5	Agua subterránea	Seco a húmedo	12
RMR_{es} (Suma: 1+2+3+4+5)			39
Ajuste por Orientación de Discontinuidades Regular			-25
RMR Total			14


B) Sistema de Clasificación Q (Rock Mass Quality) - Barton

PARAMETROS Y VARIABLES		CARACTERISTICAS	VALUACION
1	Designación de la calidad de roca RQD	15%	15.00
2	Número de sistema de juntas Jn	Fisuración intensa	15.00
3	Número de rugosidad de juntas Jr	Lisa y ondulantes	2.00
4	Número de alteración de juntas Ja	Limos plasticos y oxido	6.00
5	Factor de reducción por agua en juntas Jw	Humedo	1.00
6	Factor de reducción de esfuerzo SRF	Esfuerzo bajos	2.50
Q= RQD/Jn*Jr/Ja*Jw/SRF			0.13
Correlación con RMR		Bieniawski, 1989: $RMR = 9 \ln Q + 44$	25.87
		Barton, 1995: $RMR = 15 \log Q + 50$	36.87

C) Indice de Resistencia Geológica GSI (Geological Strength Index)

DESCRIPCION DEL MACIZO ROCOSO		GSI
1	Estructura Bloques pequeños	35 - 45
2	Condición de la superficie de las juntas Rellenas de costras de yeso	

* Media (\pm Desviación Estandar)

		CLASIFICACION GEOMECANICA DEL MACIZO ROCOSO		
Proyecto: Estudio de Estabilidad de Taludes del Tajo Suro Sur y Suro Norte			Registrado: EMR	
Sitio: Cia Minera San Simon - La Virgen			Revisado: ASA	
Dominio Estructural: DE-7 (Carbón)			Fecha: Abril, 2004	
A) Sistema de Clasificación RMR (Rock Mass Rating) - Bieniawski				
PARAMETROS		CARACTERISTICAS	VALUACION	
1	Resistencia a la compresión uniaxial de roca intacta (Mpa)	11 (± 15.7)*	2	
2	RQD (%)	< 10	5	
3	Espaciamiento	3 a 10 cm	5	
4	Condición de discontinuidades	Persistencia	> 3m por estratificación	2
		Separación	0.1 a 1 mm	4
		Rugosidad	lisa	1
		Relleno	Limo blando < 1 mm	0
		Meteorización	Altamente meteorizado	1
5	Agua subterránea	Húmedo y mojado	8	
RMR_{as} (Suma: 1+2+3+4+5)			28	
Ajuste por Orientación de Discontinuidades		Muy favorable	0	
RMR Total			28	
B) Sistema de Clasificación Q (Rock Mass Quality) - Barton				
PARAMETROS Y VARIABLES		CARACTERISTICAS	VALUACION	
1	Designación de la calidad de roca RQD	10%	10.00	
2	Número de sistema de juntas Jn	Dos familias + un aleatorio	6.00	
3	Número de rugosidad de juntas Jr	Lisa y planares	0.50	
4	Número de alteración de juntas Ja	Recubrimiento de arcilla	4.00	
5	Factor de reducción por agua en juntas Jw	Mojado	1.00	
6	Factor de reducción de esfuerzo SRF	Esfuerzo medio	1.00	
Q = RQD/Jn*Jr/Ja*Jw/SRF			0.21	
Correlación con RMR		Bieniawski, 1989: $RMR = 9 \ln Q + 44$ Barton, 1995: $RMR = 15 \log Q + 50$	29.88 39.78	
C) Indice de Resistencia Geológica GSI (Geological Strength Index)				
DESCRIPCION DEL MACIZO ROCOSO			GSI	
1	Estructura	Capas delgadas y foliadas	20 - 30	
2	Condición de la superficie de las juntas	Lisas con limo plástico		

* Media (± Desviación Estandar)



CLASIFICACION GEOMECANICA DEL MACIZO ROCOSO

Proyecto: Estudio de Estabilidad de Taludes del Tajo Suro Sur y Suro Norte	Registrado: EMR
Sitio: Cia Minera San Simon - La Virgen	Revisado: ASA
Dominio Estructural: DE-8 (Brecha)	Fecha: Abril, 2004

A) Sistema de Clasificación RMR (Rock Mass Rating) - Bieniawski

PARAMETROS			CARACTERISTICAS	VALUACION	
1	Resistencia a la compresión uniaxial de roca intacta (Mpa)		51 (± 19.6)*	7	
2	RQD (%)		40 a 50	8	
3	Espaciamiento		20 a 50 cm	9	
4	Condición de discontinuidades	Persistencia	1 a 3 m	4	18
		Separación	1 a 2 mm	2	
		Rugosidad	Rugosa	5	
		Relleno	Limo duro < 5 mm	4	
		Meteorización	Ligera a moderada	3	
5	Agua subterránea		Seco a húmedo	11	
RMR ₉₀ (Suma: 1+2+3+4+5)				53	
Ajuste por Orientación de Discontinuidades			Muy favorable	0	
RMR Total				53	


B) Sistema de Clasificación Q (Rock Mass Quality) - Barton

PARAMETROS Y VARIABLES		CARACTERISTICAS	VALUACION
1	Designación de la calidad de roca RQD	45%	45.00
2	Número de sistema de juntas Jn	Dos familias + un aleatorio	6.00
3	Número de rugosidad de juntas Jr	Rugosas irregulares	3.00
4	Número de alteración de juntas Ja	Arena limosa en juntas	4.00
5	Factor de reducción por agua en juntas Jw	Seco	1.00
6	Factor de reducción de esfuerzo SRF	Esfuerzo medio	1.00
Q = RQD/Jn*Jr/Ja*Jw/SRF			5.63
Correlación con RMR		Bieniawski, 1989: $RMR = 9 \ln Q + 44$	59.54
		Barton, 1995: $RMR = 15 \log Q + 50$	61.25

C) Indice de Resistencia Geológica GSI (Geological Strength Index)

DESCRIPCION DEL MACIZO ROCOSO		GSI
1	Estructura	Bloques irregulares
2	Condición de la superficie de las juntas	Brecha con óxidos
		40 - 50

* Media (\pm Desviación Estandar)

		CLASIFICACION GEOMECANICA DEL MACIZO ROCOSO		
Proyecto: Estudio de Estabilidad de Taludes del Tajo Suro Sur y Suro Norte			Registrado: EMR	
Sitio: Cia Minera San Simon - La Virgen			Revisado: ASA	
Dominio Estructural: DE-9 (Toba Andesítica)			Fecha: Abril, 2004	
A) Sistema de Clasificación RMR (Rock Mass Rating) - Bieniawski				
PARAMETROS		CARACTERISTICAS	VALUACION	
1	Resistencia a la compresión uniaxial de roca intacta (Mpa)	44 (± 25)*	4	
2	RQD (%)	< 10	2	
3	Espaciamiento	0.60 a 2.0 m	14	
4	Condición de discontinuidades	Persistencia	> 3 m	2
		Separación	2 a 5 mm	1
		Rugosidad	Ligeramente Rugosa	2
		Relleno	Limo blando < 3 mm	2
		Meteorización	Altamente a Descompuesta	1
5	Agua subterránea	Seco a húmedo	13	
RMR_{ss} (Suma: 1+2+3+4+5)			41	
Ajuste por Orientación de Discontinuidades		Muy favorable	0	
RMR Total			41	
B) Sistema de Clasificación Q (Rock Mass Quality) - Barton				
PARAMETROS Y VARIABLES		CARACTERISTICAS	VALUACION	
1	Designación de la calidad de roca RQD	< 10	10.00	
2	Número de sistema de juntas Jn	Dos familias	4.00	
3	Número de rugosidad de juntas Jr	Presenta minerales arcilloso	1.00	
4	Número de alteración de juntas Ja	Arcillas expansivas	8.00	
5	Factor de reducción por agua en juntas Jw	Seco	1.00	
6	Factor de reducción de esfuerzo SRF	Esfuerzo medio	1.00	
Q= RQD/Jn*Jr/Ja*Jw/SRF			0.31	
Correlación con RMR		Bieniawski, 1989: $RMR = 9 \ln Q + 44$ Barton, 1995: $RMR = 15 \log Q + 50$	33.53 42.42	
C) Indice de Resistencia Geológica GSI (Geological Strength Index)				
DESCRIPCION DEL MACIZO ROCOSO			GSI	
1	Estructura	Bloques regulares	30 - 40	
2	Condición de la superficie de las juntas	Superficie cizallada		

* Media (± Desviación Estandar)



CLASIFICACION GEOMECANICA DEL MACIZO ROCOSO

Proyecto: Estudio de Estabilidad de Taludes del Tajo Suro Sur y Suro Norte	Registrado: EMR
Sitio: Cía Minera San Simon - La Virgen	Revisado: ASA
Dominio Estructural: DE-10 (Arenisca Cuarzosa Silicificada)	Fecha: Abril, 2004

A) Sistema de Clasificación RMR (Rock Mass Rating) - Bieniawski				
PARAMETROS		CARACTERISTICAS	VALUACION	
1	Resistencia a la compresión uniaxial de roca intacta (Mpa)	153 (± 59)*	12	
2	RQD (%)	80 a 90	16	
3	Espaciamiento	30 a 50 cm	10	
4	Condición de discontinuidades	Persistencia	> 3 m	2
		Separación	1 a 2 mm	1
		Rugosidad	Muy rugosa	6
		Relleno	Limo duro < 5 mm	4
		Meteorización	Sana a Ligera	5
5	Agua subterránea	Seco a húmedo	11	
RMR₉₉ (Suma: 1+2+3+4+5)			67	
Ajuste por Orientación de Discontinuidades		Muy favorable	0	
RMR Total			67	

B) Sistema de Clasificación Q (Rock Mass Quality) - Barton			
PARAMETROS Y VARIABLES		CARACTERISTICAS	VALUACION
1	Designación de la calidad de roca RQD	85%	85.00
2	Número de sistema de juntas Jn	Tres Familias	9.00
3	Número de rugosidad de juntas Jr	Rugosas irregulares y planar	1.50
4	Número de alteración de juntas Ja	Paredes con manchas de ox.	1.00
5	Factor de reducción por agua en juntas Jw	Seco	1.00
6	Factor de reducción de esfuerzo SRF	Esfuerzo medio	1.00
Q= RQD/Jn*Jr/Ja*Jw/SRF			14.17
Correlación con RMR		Bieniawski, 1989: $RMR = 9 \ln Q + 44$	67.86
		Barton, 1995: $RMR = 15 \log Q + 50$	67.27

C) Indice de Resistencia Geológica GSI (Geological Strength Index)		
DESCRIPCION DEL MACIZO ROCOSO		GSI
1	Estructura	Bloques regulares
2	Condición de la superficie de las juntas	Superficies rugosas
		50 - 60

* Media (± Desviación Estandar)

ANEXO 2

INFORMES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

INFORME DE VOLADURA

PARA : **Ing. Cuno Quiñones Edwin**
Gerente de Operaciones.

DE : **Zamalloa Matamoros Herbert**
Sup. Perforación y Voladura

DATOS GENERALES:

➤	TAJO	:	FASE 2 Suro este
➤	NIVEL	:	3695
➤	PROYECTO	:	78
➤	NUMERO DE TALADROS	:	151
➤	FECHA DE DISPARO	:	12/11/14
➤	TONELAJE	:	30659.60625 Toneladas
➤	COSTO UNITARIO VOLADURA:	:	\$ 0.2040
➤	COSTO UNITARIO PERF.	:	\$ 0.19207

GEOLOGIA

➤	TIPO DE ROCA	:	Limonita intercalada con Cuarzita
➤	ALTERACIÓN	:	Cuarzo.
➤	DENSIDAD DE ROCA	:	2.55 Ton/m3
➤	ESTRUCTURAS	:	Ninguno.
➤	COMENTARIOS	:	Ninguno

DISEÑO DE MALLA

➤	GEOMETRÍA	:	Cuadrada
➤	ALTURA DE BANCO	:	6.00 metros
➤	SOBRE PERFORACIÓN	:	0.5 metros
➤	PROF. DE TALADRO	:	6.50 metros
➤	BURDEN	:	3.5 metros
➤	ESPACIAMIENTO	:	3.5 metros
➤	DIAMETRO DE PERFOR.	:	6 1/8 pulgadas

SECUENCIA DE SALIDA

- El proyecto de voladura se diseñó en v, con la troncal al centro del proyecto.
- Se utilizó Retardos de 17 ms en la troncal, 17 ms en el puente de filas y 0 ms en el inicio.

ANÁLISIS TÉCNICO.

- La fragmentación del proyecto es regular a bueno.
- La proyección es controlada, Aproximado 40 m. fly rock.

ANÁLISIS POST – VOLADURA

- FRAG. APARENTE : Regular.
- ESPONJAMIENTO : Regular.
- APILAMIENTO : Regular
- PROYECCIÓN : Controlada
- PRESENCIA DE GAS : No

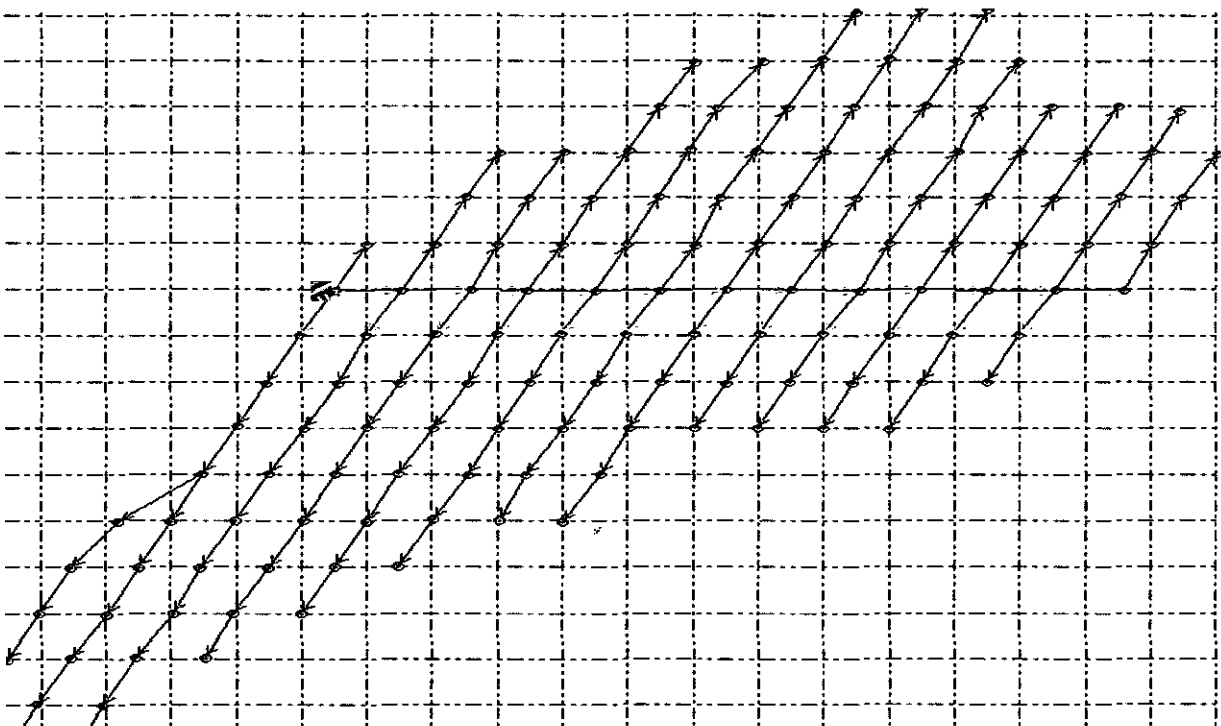
CONSUMO DE EXPLOSIVOS

- EMULSIÓN : 7 211 Kg.
- N20 : 180 Litros

CONSUMO DE ACCESORIOS

- FANEL DUAL_17/800 : 157 und
- BOOSTERS 1 Lb : 151 und
- CONECTA DET 0 ms : 04 und
- CONECTA DET 17 ms : 30 und
- CONECTA DET 25 ms : 00 und
- CONECTA DET 42 ms : 00 und
- CONECTA DET 109 ms : 00 und
- CARMEX : 03 mt

DISEÑO DE AMARRE



SEÑO DE SIMULACIÓN

INFORME DE COSTO DE VOLADURA

COSTO UNITARIO DE EXPLOSIVO

○	EMULSIÓN MATRIZ	:	kg	\$ 0.670
○	N20	:	GL	\$ 0.70

COSTO UNITARIO DE ACCESORIOS

○	CARMEX	:	PZA	\$ 0.98
○	BOOSTER 1 Libra	:	PZA	\$ 3.95
○	FANEL DUAL 800X17ms	:	PZA	\$ 3.89
○	CONECTA DET 0ms	:	PZA	\$ 2.66
○	CONECTA DET 17ms	:	PZA	\$ 2.66
○	CONECTA DET 25ms	:	PZA	\$ 2.66
○	CONECTA DET 42ms	:	PZA	\$ 2.66
○	CONECTA DET 65ms	:	PZA	\$ 2.66
○	CONECTA DET 109ms	:	PZA	\$ 2.66

COSTO DE VOLADURA PROYECTO Nº 51

➤	FANEEL DUAL_17/800	:	157 und	\$ 610.73
➤	BOOSTERS 1 Lb	:	151 und	\$ 596.45
➤	CONECTA DET 0 ms	:	04 und	\$ 10.64
➤	CONECTA DET 17 ms	:	30 und	\$ 79.8
➤	CONECTA DET 25 ms	:	00 und	\$ 00
➤	CONECTA DET 42 ms	:	00 und	\$ 00
➤	CONECTA DET 109 ms	:	00 und	\$ 00
➤	CARMEX	:	03 mt	\$ 0.98
➤	CONSUMO DE N20	:	180	\$ 126
➤	CONSUMO DE EMUL.	:	7 211 kg	\$ 4831.37
TOTAL:				\$ 6255.97

REPORTE DE COSTO DE PERFORACIÓN DEL PROYECTO Nº 78

		Metros	\$/mt
tal de Taladros	151		
ladros Normales(9.5)	151	981.5	5889
ladros Largos(9.6)	00	00	00
ladros Reperforados	00	00	00
	151	Costo total	5889
COSTO TOTAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA			12144.97

OTA: El precio del taladro de 6.50m es de \$ 6.

INFORME DE VOLADURA

PARA : Ing. Cuno Quiñones Edwin
Gerente de Operaciones.

DE : Gaona Gonzales Aderling Jesús
Sup. Perforación y Voladura

DATOS GENERALES:

➤	TAJO	:	FASE 1 SUB PLAN
➤	NIVEL	:	318
➤	PROYECTO	:	100
➤	NUMERO DE TALADROS	:	82
➤	FECHA DE DISPARO	:	03/04/15
➤	TONELAJE	:	62102.7Toneladas
➤	COSTO UNITARIO VOLADURA:	:	\$ 0.15303
➤	COSTO UNITARIO PERF.	:	\$ 0.0990

GEOLOGIA

➤	TIPO DE ROCA	:	Limonita intercalada con Cuarzita
➤	ALTERACIÓN	:	Cuarzo.
➤	DENSIDAD DE ROCA	:	2.55 Ton/m3
➤	ESTRUCTURAS	:	Ninguno.
➤	COMENTARIOS	:	Ninguno

DISEÑO DE MALLA

➤	GEOMETRÍA	:	Triangular
➤	ALTURA DE BANCO	:	12.00 metros
➤	SOBRE PERFORACIÓN	:	0.5 metros
➤	PROF. DE TALADRO	:	12.50 metros
➤	BURDEN	:	4.5 metros
➤	ESPACIAMIENTO	:	5.5 metros
➤	DIAMETRO DE PERFOR.	:	6 1/8 pulgadas

SECUENCIA DE SALIDA

- El proyecto de voladura se diseñó en v, con la troncal al centro del proyecto.
- Se utilizó Retardos de 25 ms en la troncal, 42-65-109 ms en el puente de filas y 0 ms en el inicio.

ANÁLISIS TÉCNICO.

- La fragmentación del proyecto bueno.
- La proyección es controlada, Aproximado 10 m. fly rock.

ANÁLISIS POST – VOLADURA

- FRAG. APARENTE : Buena.
- ESPONJAMIENTO : Buena.
- APILAMIENTO : Buena
- PROYECCIÓN : Controlada
- PRESENCIA DE GAS : No

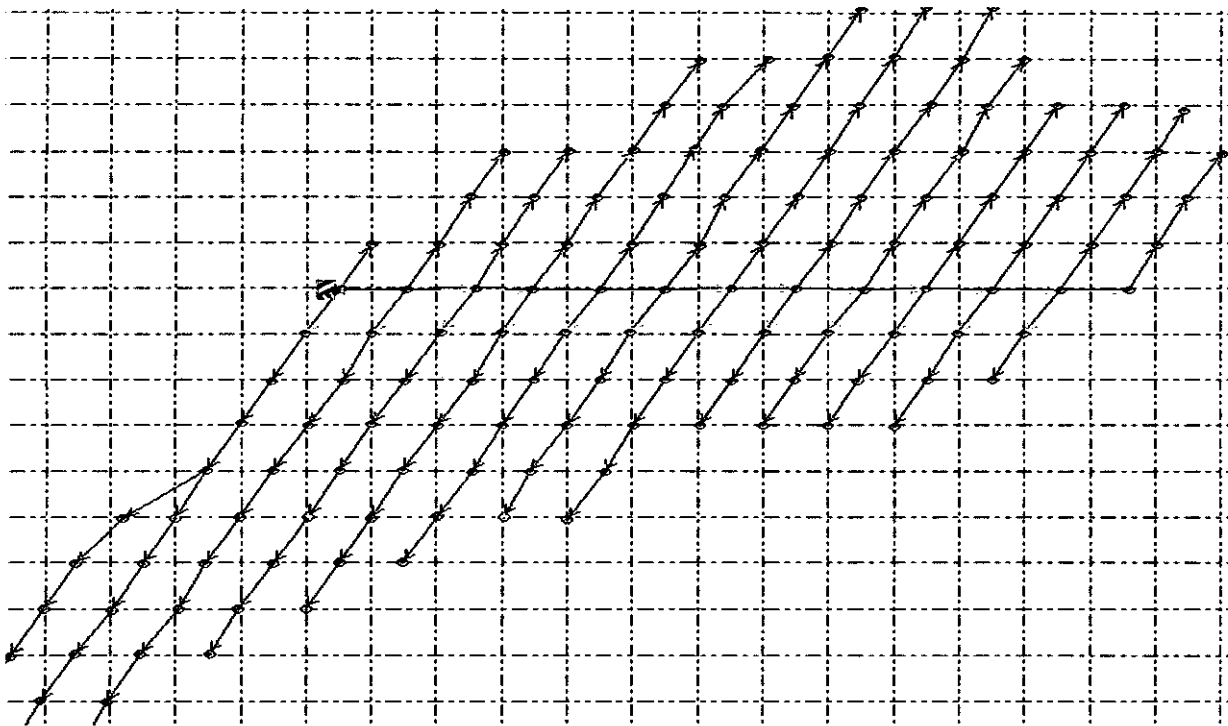
CONSUMO DE EXPLOSIVOS

- EMULSIÓN : 13120 Kg.
- N20 : 40 GL.

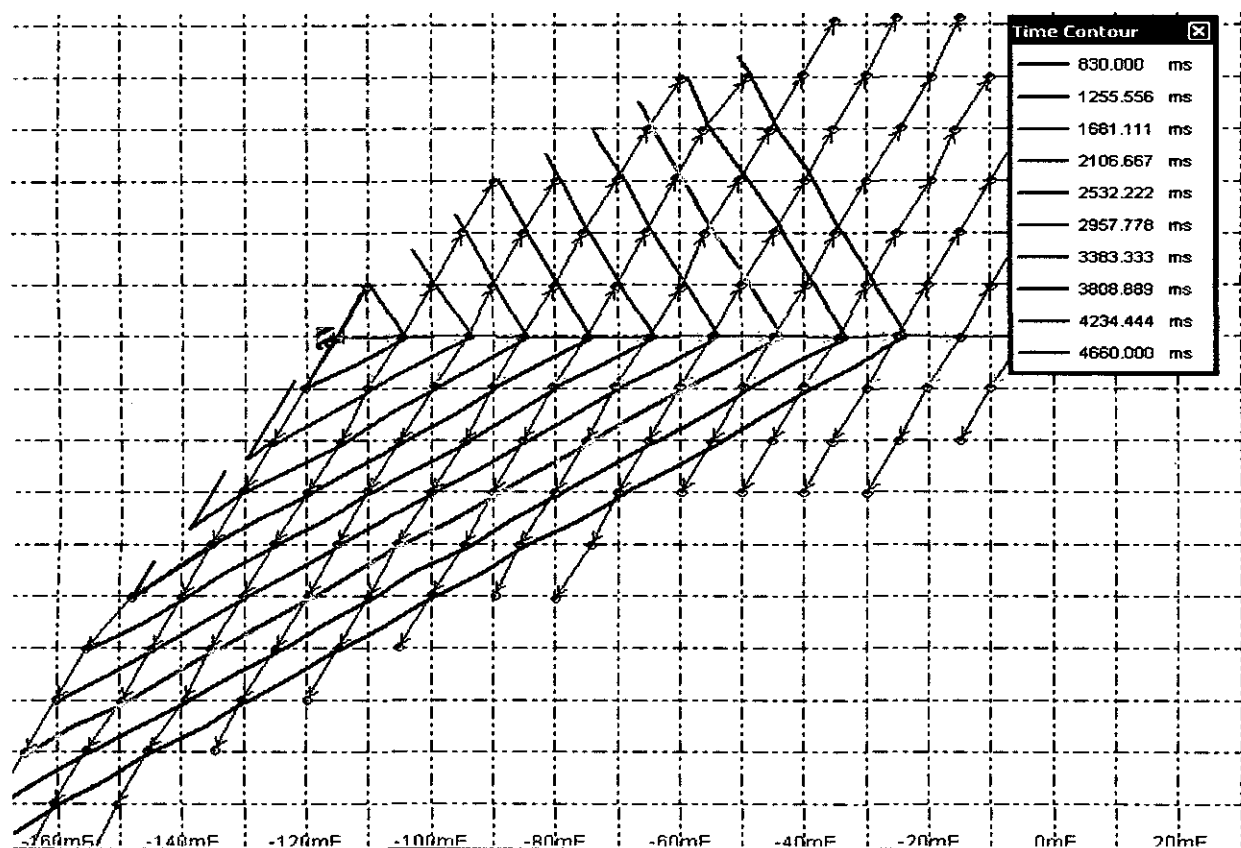
CONSUMO DE ACCESORIOS

- EXEL DUAL_25/800 : 82 und
- BOOSTERS 1 Lb : 82 und
- CONECTA CTD 0 ms : 01 und
- CONECTA CTD 17 ms : 04 und
- CONECTA CTD 25 ms : 00 und
- CONECTA CTD 42 ms : 04 und
- CONECTA CTD 109 ms : 02 und
- CARMEX : 03 mt

DISEÑO DE AMARRE



SEÑO DE SIMULACIÓN



INFORME DE COSTO DE VOLADURA

COSTO UNITARIO DE EXPLOSIVO

○	EMULSIÓN MATRIZ	:	kg	\$ 0.670
○	N20	:	GL	\$ 0.70

COSTO UNITARIO DE ACCESORIOS

○	MACHA EMSAMBLADA	:	PZA	\$ 0.84
○	BOOSTER 1 Libra	:	PZA	\$ 3.94
○	FANEL DUAL 800/25ms	:	PZA	\$ 3.95
○	CONECTA DET 0ms	:	PZA	\$ 2.66
○	CONECTA DET 17ms	:	PZA	\$ 2.66
○	CONECTA DET 25ms	:	PZA	\$ 2.66
○	CONECTA DET 42ms	:	PZA	\$ 2.66
○	CONECTA DET 65ms	:	PZA	\$ 2.66
○	CONECTA DET 109ms	:	PZA	\$ 2.66
○	CARMEX	:	MT	\$ 0.98

COSTO DE VOLADURA PROYECTO N° 51

➤	FANEL DUAL_800/25	:	82 und	\$ 323.90
➤	BOOSTERS 1 Lb	:	82 und	\$ 323.08
➤	CONECTA DET 0 ms	:	01und	\$ 2.66
➤	CONECTA DET 17 ms	:	04 und	\$ 10.64
➤	CONECTA DET 25 ms	:	00 und	\$ 00.00
➤	CONECTA DET 42 ms	:	04 und	\$ 10.64
➤	CONECTA DET 109 ms	:	02 und	\$ 5.32
➤	MECHA DE SEGURIDAD	:	03 mt	\$ 0.98
➤	SAN-G	:	13120 kg	\$ 8790.4
➤	N20	:	40 GL	\$ 28.00
TOTAL:				\$ 9495.63

REPORTE DE COSTO DE PERFORACIÓN DEL PROYECTO N° 100

		Metros	\$/mt
tal de Taladros	82		
ladros Normales(12.5)	82	1 025	6150
ladros Largos(12.5)	00	00	00
ladros Reperforados	00	00	00
	82	Costo total	6150
COSTO TOTAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA			15645.63

NOTA: El precio del taladro de 12.50m es de \$ 6.

ANEXO :
TESTIMONIO
FOTOGRAFICO

**FOTO 13: EN LA FOTOGRAFÍA SE OBSERVA EL PLASTEO
DE BOLONERIAS.**



FOTO 11: FORMACIONES DE PECHOS DE ROCA QUE DIFICULTAN EL PROCESO DE CARGUÍO Y ACARREO, AUMENTANDO LOS COSTOS DE LOS PROCESOS



FOTO 12: DESPUES DE LA VOLADURA SE OBSERVA LA FORMACIONES DE BOLONES Y GRANULOMETRÍA IRREGULAR.



FOTO 9: EN LA FOTOGRAFÍA SE VE QUE LA VOLADURA ES DEFICIENTE CON EL DISEÑO ACTUAL

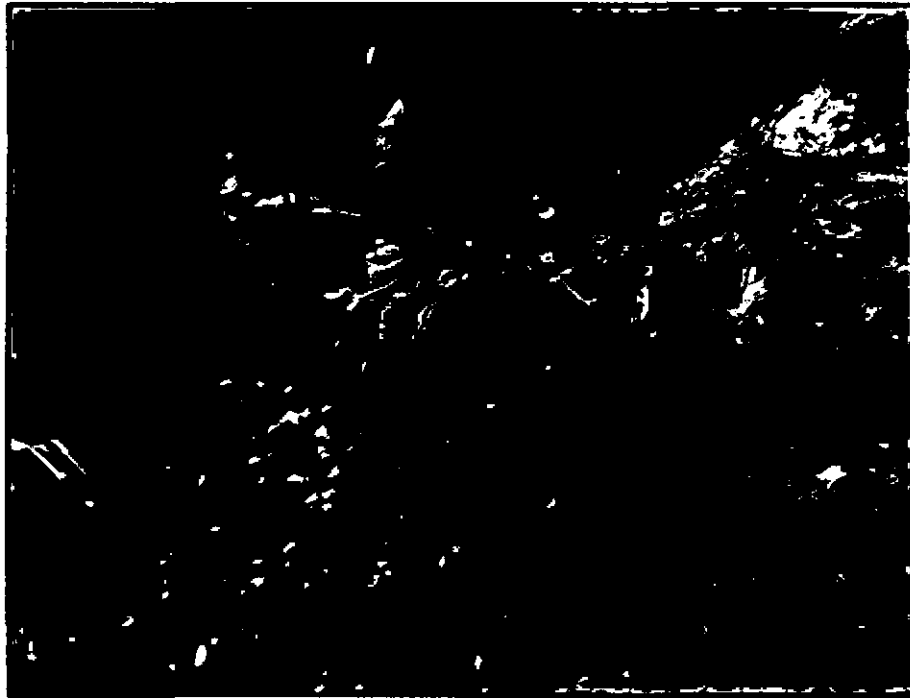


FOTO 10: SE VE LA DEFICIENCIA DEL CARGUÍO POR EFECTO DE LA GRANULOMETRÍA DE GRAN TAMAÑO



FOTO 7: EL CICLO DE CARGUÍO Y ACARREO DE MINERAL.

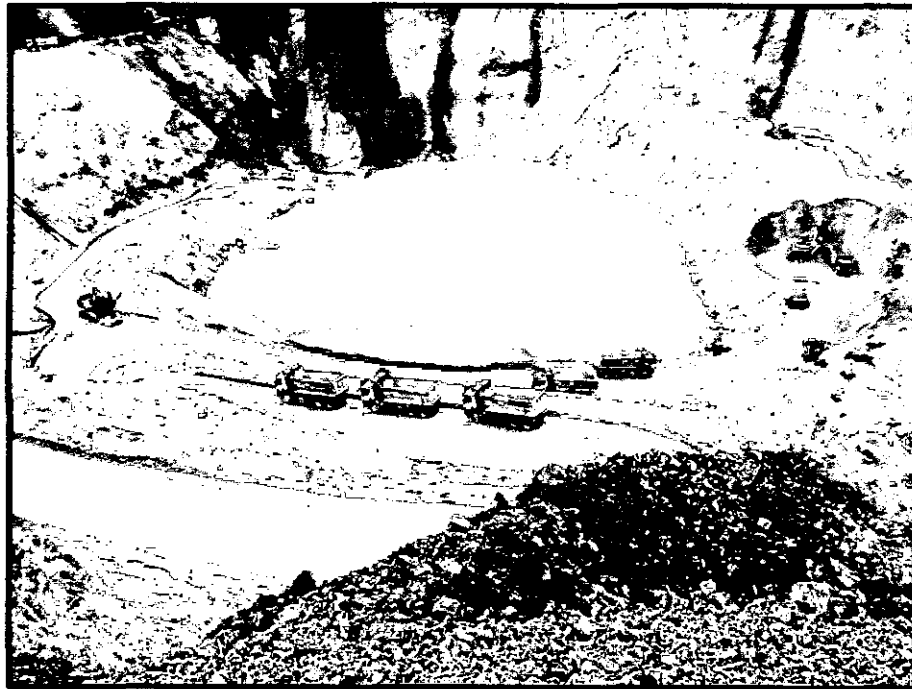


FOTO 8: SE OBSERVA LA EFICIENCIA DEL CARGUÍO DEL MINERAL.



**FOTO 5: SE OBSERVA LA FORMACIÓN DE PILA DE MINERAL PARA EL
ALCANCE DE LA EXCAVADORA.**



**FOTO 6: SE OBSERVA QUE LA GRANULOMETRÍA DEL MINERAL ES
UNIFORME DE ACUERDO LO PROPUESTO.**

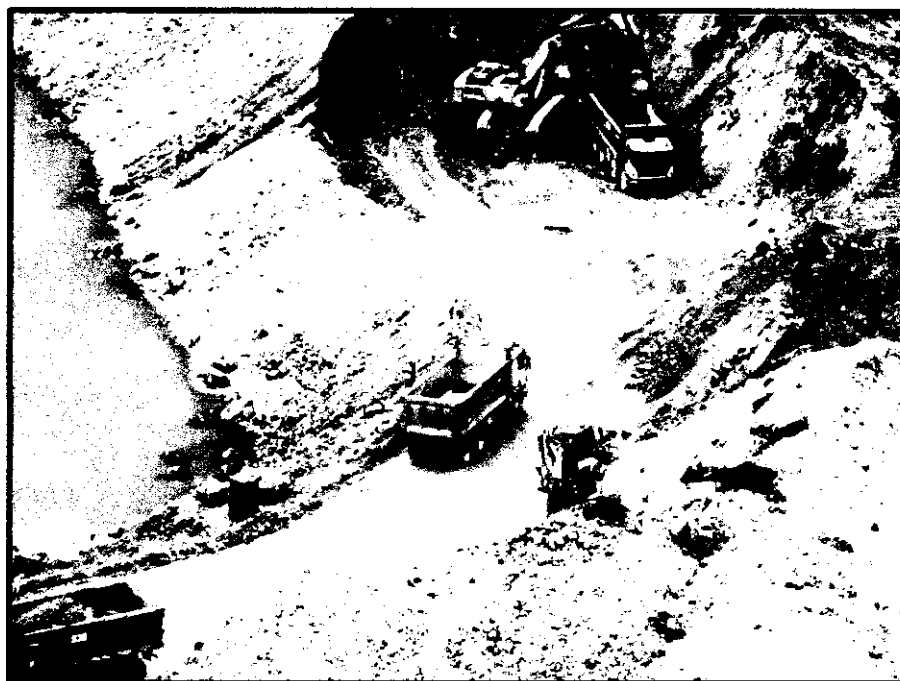


FOTO 3: CHISPEO PARA LA INICIACIÓN DEL PROYECTO.



FOTO 4: LA VOLADURA CON EL DISEÑO DE APLICACIÓN PROPUESTO.

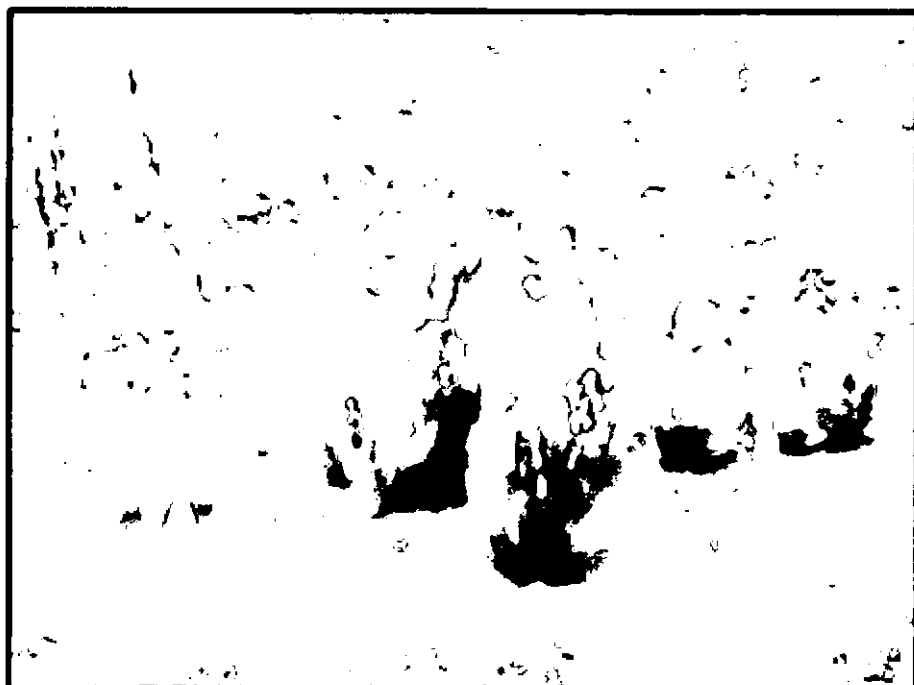


FOTO 1: PERFORACION Y CARGUIO DE EXPLOSIVOS CON EL DISEÑO PROPUESTO.

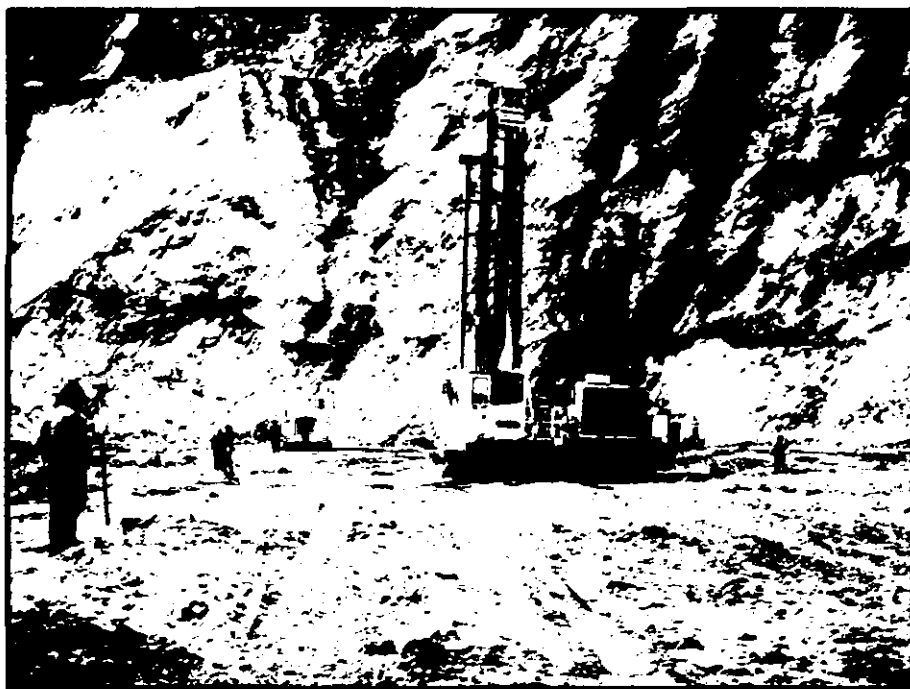


FOTO 2: CONEXION Y AMARRE DE TALADROS PARA LA VOLADURA.



PLANOS

PLANO-1

PLANO GEOLÓGICO